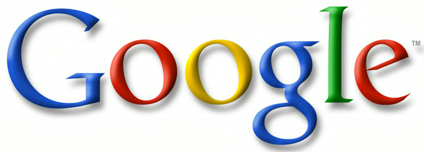


ANNALES
DES MINES,

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RAPPORTENT;

RÉDIGÉES

Par les Ingénieurs des Mines,

ET PUBLIÉES

Sous l'autorisation du Ministre des Travaux Publics.

QUATRIÈME SÉRIE.

TOME XVII.

PARIS.

CARILIAN-GOEURY ET Vve DALMONT,

LIBRAIRES DES CORPS DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, no 49.

1850.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

Les *Annales des Mines* sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Ministre des Travaux Publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, du Directeur et des professeurs de l'École des mines, du chef de la division des mines et d'un ingénieur secrétaire :

MM.

Cordier, inspecteur général, membre de l'Académie des Sciences, président.

De Bonnard, inspecteur général, membre de l'Académie des Sciences.

Migneron, inspecteur général.

Chéron, inspecteur général.

Dufrénoy, inspecteur général, Directeur de l'École des mines, membre de l'Académie des sciences.

Élie de Beaumont, inspecteur général, membre de l'Académie des sciences, prof. de géologie.

Thirria, inspecteur général.

Combes, inspecteur général, membre de l'Académie des Sciences, professeur d'exploitation des mines.

MM.

Levallois, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général.

Le Play, ingénieur en chef, professeur de métallurgie, secrétaire de la commission de statistique de l'industrie minérale.

De Boureuille, ingén. en chef, chef de la division des Mines.

De Sénarmont, ingénieur en chef, professeur de minéralogie.

Reynaud, ingénieur, professeur d'économie et de législation des mines.

Ebelmen, ingénieur, profess. de chimie.

De Cheppe, ancien chef de la division des mines.

Couche, ingénieur, professeur de chemins de fer et de construction, secrétaire de la commission.

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des *Annales des Mines*, pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les Annales des Mines doivent être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre des Travaux Publics, à M. le secrétaire de la commission des Annales des Mines*, à Paris.

Avis de l'Éditeur.

Les auteurs reçoivent *gratis* 10 exemplaires de leurs articles. Ces exemplaires leur sont distribués par les soins de M. le secrétaire de la commission. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 10 fr. par feuille pour le premier cent, et de 5 fr. pour les suivants.

La publication des *Annales des Mines* a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les trois livraisons d'un même semestre forment un volume. — Les deux volumes composant une année contiennent de 80 à 90 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

Paris.—Imprimé par E. Thunot et Ce, successeurs de Fain et Thunot, rue Racine, 26.

RECHERCHES

Sur l'association de l'argent aux minéraux métalliques et sur les procédés à suivre pour son extraction.

Par MM. MALAGUTI et J. DUROCHER.

Ce mémoire comprendra trois parties : dans la première nous allons exposer les essais que nous avons exécutés pour reconnaître si les substances métalliques de compositions diverses, que l'on trouve dans la nature, contiennent de l'argent. Nous devons indiquer d'abord les améliorations que nous avons apportées aux procédés de la voie sèche, et qui nous ont permis de donner à des recherches fort délicates un caractère de précision et de certitude sans lequel nos résultats eussent pu être l'objet de contestations. Plan du mémoire.

La seconde partie du mémoire sera consacrée à l'exposition des expériences dans lesquelles nous nous sommes proposé de déterminer sous quelle forme l'argent est associé à divers minéraux : alors nous ferons connaître de nouvelles propriétés que nous avons observées dans les substances métalliques, nous décrirons des réactions inattendues que nous avons vues se produire entre les sulfures et les chlorures.

Dans la troisième partie de ce mémoire nous discuterons les procédés à l'aide desquels on peut opérer l'extraction de l'argent : les nombreuses

expériences que nous avons faites nous serviront à fixer les conditions qui paraissent être les plus favorables au succès du traitement des minerais par l'amalgamation. Nous indiquerons alors les améliorations que nous paraissent susceptibles d'éprouver les procédés industriels : néanmoins, sans méconnaître les difficultés que l'on rencontre souvent quand on veut appliquer en grand des résultats obtenus en laboratoire, nous tâcherons de poser des principes généraux propres à servir de guides aux métallurgistes : en outre, nous indiquerons des modifications aux procédés actuels qui nous paraissent mériter d'être prises en considération par les exploitants de mines d'argent.

PREMIÈRE PARTIE.

Recherches sur la présence de l'argent dans les minéraux métalliques.

Origine de ces recherches. A l'occasion d'essais que nous fûmes chargés de faire pour constater la présence de l'argent dans les minerais de Pontpéan, près de Rennes (1), nous fûmes surpris de trouver une quantité un peu considérable d'argent dans certaines blendes à texture fibreuse, et de voir que leur teneur surpassait celle de la galène contenue dans les mêmes échantillons. Comme ce fait pouvait ne pas être isolé, nous entreprîmes des essais sur beaucoup de sulfures métalliques contenus dans les gîtes d'où l'on extrait des minerais argentifères, tels que la galène. Nous y reconnûmes la présence de

(1) M. Hunt, ingénieur anglais et fermier de la mine de Pontpéan, est le premier qui ait signalé la présence de l'argent dans la blende de cette mine.

l'argent comme un fait général. Entrés dans cette voie de recherches, nous avons étendu nos expériences à des sulfures qui ne provenaient point de mines d'argent; et de plus, comme certains oxydes métalliques accompagnent les sulfures et souvent même paraissent être formés par leur décomposition, il était naturel de faire des essais du même genre sur les composés oxygénés et salins, sur les oxydes, carbonates, phosphates et silicates métalliques : les résultats que nous avons obtenus ont confirmé nos prévisions.

Expériences préliminaires concernant le choix de la meilleure méthode d'expérimentation.

Quand on cherche à reconnaître l'existence de quantités très-minimes d'argent dans les substances métalliques, on est arrêté par des difficultés de différents genres, que l'on veuille employer les procédés de la voie humide ou ceux de la voie sèche. S'agit-il de la voie humide? Supposons que l'on ait dissous les métaux faisant partie de la substance à essayer, ainsi que le peu d'argent qui leur est associé : on tâchera sans doute de précipiter à l'aide de l'acide chlorhydrique ou d'un chlorure alcalin l'argent que l'on suppose être contenu dans la liqueur. Mais s'il n'y en a qu'une fort petite quantité, la précipitation est incomplète et peut même être presque nulle, car le volume du liquide exerce une grande influence sur cette précipitation et le chlorure d'argent paraît être légèrement soluble dans les liqueurs très-étendues, comme le prouve l'expérience suivante.

Imperfection du dosage de l'argent par la voie humide.

Dans 100 grammes d'eau on a versé une liqueur titrée contenant un quart de milligramme d'argent, puis on a ajouté la quantité de chlorure de sodium exactement nécessaire pour précipiter cet argent. Après plusieurs heures de repos, la disso-

lution est devenue à peine opaline et il ne s'est formé aucun précipité.

Ainsi les procédés de la voie humide, loin d'être convenables pour le dosage de petites quantités d'argent, suffisent à peine pour en montrer la présence; l'indication peut être douteuse, lorsque les liqueurs sont colorées. D'ailleurs ayant essayé de déterminer par voie humide l'argent contenu dans une blende dont la téneur nous était déjà connue par une fonte et une coupellation, nous n'avons pu que reconnaître, et même avec difficulté, la présence de ce métal, qui néanmoins s'y trouvait dans la proportion de 2 millièmes : le dosage en eût été complétement impossible.

Préférence donnée à la voie sèche.

Nous avons donc été amenés à préférer l'emploi de la voie sèche, c'est-à-dire à fondre les substances métalliques avec un flux accompagné de litharge, et au besoin avec un corps réductif, de manière à obtenir un peu de plomb, qui ensuite est coupellé. Cette manière de procéder est sujette à plusieurs causes d'erreur que nous allons examiner : en effet, les litharges que l'on peut se procurer dans le commerce renferment toutes de l'argent; la quantité qu'elles en contiennent est trop faible pour nuire notablement à l'exactitude des essais où l'on se propose de déterminer la teneur de minerais riches à plus d'un millième, surtout si l'on prend le soin de faire un témoin. Mais il faut renoncer à l'emploi des litharges du commerce, lorsqu'on se propose de constater l'existence de fractions inférieures à un dix-millième : dans ce cas il est indispensable de se procurer de la litharge qui ne contienne pas d'argent en quantité sensible.

Cause d'erreur provenant de l'argent que contiennent les litharges du commerce.

Nous avons essayé divers échantillons d'acétate de plomb du commerce et nous en avons trouvés de suffisamment purs pour le but que nous nous proposions : 100 grammes de plomb provenant de l'acétate que nous avons choisi ne laissent après coupellation qu'une paillette d'argent discernable seulement à la loupe. Voici le procédé que nous avons employé pour la préparation de notre litharge pure : après avoir décomposé l'acétate de plomb dans un creuset, nous le versons sur une plaque de fer chauffée au rouge. Il se produit alors une combustion complète de la matière organique : une portion du plomb passe à l'état métallique, l'autre reste à l'état d'oxyde; mais il suffit d'ajouter à la masse une petite quantité d'acide nitrique, puis de la dessécher et de la calciner dans un creuset pour la faire passer en totalité à l'état de litharge.

Préparation d'une litharge dépourvue d'argent.

Nous ne nous sommes pas bornés à vérifier la pureté de la litharge que nous voulions consacrer à nos essais : ayant reconnu, comme nous l'exposerons ailleurs, que d'autres réactifs, tels que le carbonate de soude, peuvent contenir de l'argent, nous avons eu recours au bicarbonate qui en renferme beaucoup moins. En outre nous avons jugé à propos d'établir des témoins destinés à servir de termes de comparaison pour les cas douteux qui pourraient se présenter : ces témoins étaient préparés par la coupellation de plomb obtenu en traitant des quantités de litharge et de flux au moins égales ou supérieures à celles que l'on employait dans l'essai des minerais.

Comparaison avec des témoins.

Néanmoins il eût été incommode et dispendieux de faire un témoin pour chaque essai; et même, en opérant ainsi, il aurait pu rester quelques

doutes provenant de la possibilité que certaines parties de la moufle eussent été plus chaudes que d'autres, alors les pertes de fin eussent été inégales, et les boutons de retour non comparables. Cette considération nous a décidés à constater directement quelles sont les pertes qui ont lieu dans la coupellation des culots de plomb contenant de petites quantités d'argent, lors même que la température s'élève au plus haut degré qu'elle puisse atteindre dans un fourneau donné.

Expériences sur la coupellation.

Impossibilité de prendre pour bases les principes admis dans les établissements de monnaies.

Des expériences ont déjà été faites dans les établissements de monnaies pour apprécier les erreurs que l'on peut commettre dans les essais par voie sèche des titres des monnaies ou des divers alliages d'argent; mais nous ne pouvions prendre pour bases les résultats de ces expériences, car elles ont été exécutées sur des quantités de matières contenant plusieurs décigrammes d'argent; or les boutons de retour que l'on obtient dans l'essai des minéraux argentifères atteignent rarement le poids d'un décigramme.

Si les pertes dans la coupellation pouvaient être considérées comme des fractions invariables, quel que fût le poids de l'argent, à la seule condition d'une égalité de température, nous serions en droit de supposer que dans l'essai par voie sèche des minéraux argentifères, la coupellation ne donne aucune perte sensible à la balance; car on admet, dans les fabriques de monnaies, que la perte de l'argent ne s'élève pas ordinairement à 0,005. Or, comme les pertes ne sont déterminables aux balances ordinaires, dites de précision, que si elles atteignent le poids d'un demi-milligramme,

il faudrait que le bouton de retour pesât 100 milligrammes, ce qui n'a presque jamais lieu dans l'essai des minéraux argentifères. Mais il est facile de prévoir que les pertes qui ne surpassent pas 0,005 quand on opère sur des poids d'argent de plusieurs décigrammes, doivent être plus fortes, quand il s'agit de poids moindres : ne sait-on pas, en effet, que la coupellation en grand des plombs d'œuvre dans les usines donne toujours lieu à des pertes moindres que les essais en petit ?

Nécessité de faire des expériences directes.

En outre il était important de voir si aux températures les plus élevées les pertes ne deviendraient pas beaucoup plus considérables; aussi nous avons cru devoir faire des expériences directes pour apprécier les limites des erreurs que nous étions exposés à commettre dans les essais auxquels nous allions nous livrer.

En fondant les matières dans lesquelles nous soupçonnions la présence de l'argent, jamais nous n'y avons ajouté plus de 30 grammes de litharge sans argent, et par suite les culots de plomb que nous avions à coupeller ont toujours eu un poids inférieur à 30 grammes. Si donc on ajoute directement à 30 grammes de plomb pur des quantités d'argent d'un poids égal ou supérieur à celui des boutons que l'on peut obtenir dans les essais des minéraux, et si l'on fait la coupellation à la plus haute température, les diminutions de poids que l'on constatera après la coupellation excéderont certainement les erreurs que l'on peut commettre.

Conditions des expériences.

Pour rendre les expériences rigoureuses, nous avons voulu opérer sur de l'argent tout à fait pur, car les métaux étrangers qui peuvent lui être alliés se scorifient en grande partie pendant la

coupellation et augmentent ainsi, en apparence, la perte de l'argent. Nous avons préparé de l'argent pur en décomposant du chlorure d'argent par voie galvanique, d'après la méthode de Poggendorff; puis nous avons fait trois prises d'essai en pesant des quantités d'argent égales à 5, 15 et 25 milligrammes, et fondant chacune d'elles avec 30 grammes de plomb pur. Les trois culots ont laissé après coupellation exactement les mêmes quantités d'argent que celles ajoutées au plomb, bien que les opérations aient été exécutées à la température la plus élevée que l'on puisse obtenir dans notre fourneau de coupelle (1). Nous sommes donc en droit de conclure que toutes les coupellations qui ont eu lieu dans ce fourneau sur des culots de plomb d'un poids moindre de 30 grammes et ne contenant pas plus de 25 milligrammes d'argent n'ont pu donner lieu qu'à des erreurs du même ordre que celles occasionnées par les pesées.

Coupellations sans perte appréciable.

Évidemment il y a perte d'argent, mais comme elle n'atteint pas un demi-milligramme, elle n'occasionne pas de changement sensible dans la pesée. Pour que la diminution de poids fût de 1/2 milligramme sur 25, il faudrait que la perte

(1) Le fourneau de coupelle dont nous nous servons a la forme d'un cylindre vertical : sa base elliptique a $0^m,200$ de longueur sur $0^m,140$ de largeur, et la hauteur du cylindre est de $0^m,220$. La voûte qui le recouvre à $0^m,200$ de hauteur et est surmontée d'un tuyau en tôle qui a $0^m,065$ de diamètre et $0^m,450$ de hauteur. La moufle a $0^m,110$ de longueur sur $0^m,080$ de largeur et $0^m,060$ de hauteur; on peut y faire à la fois deux coupellations de front sur des culots du poids de 10 grammes.

s'élevât à 0,020, c'est-à-dire qu'elle fût quatre fois plus forte que celle admise dans les essais des alliages d'argent. Mais si les boutons de retour ont un poids notablement supérieur à 25 milligrammes, la perte devient appréciable à la balance : ainsi nous avons ajouté à 10 grammes de plomb pur 50 milligrammes d'argent, et la coupellation a produit alors une perte comprise entre 1/2 et 1 milligramme.

Coupellation de culots de plomb d'un grand poids.

Nous ajouterons que les pertes qui ont lieu dans les coupellations ne dépendent pas seulement de la température, mais aussi, comme on le sait déjà, de la quantité de plomb qui est allié à l'argent. Cependant nous avons reconnu que de très-faibles proportions d'argent unies à de grandes quantités de plomb n'éprouvent pas dans la coupellation de pertes sensibles, du moins dans les conditions où nous expérimentons : ainsi nous avons ajouté à 100 grammes de plomb 2 milligrammes d'argent, et le bouton de retour a conservé sensiblement le même poids. On a obtenu le même résultat dans une autre expérience où 2 1/2 milligrammes d'argent ont été ajoutés à 100 grammes de plomb.

Des paillettes d'argent alliées à 30 gr. de plomb peuvent-elles disparaître dans des coupellations faites à une haute température?

Dans les essais pour argent que nous exposerons plus loin, nous avons souvent obtenu des boutons de retour parfaitement visibles, mais impondérables, car leur poids n'était que d'une fraction de milligramme. On doit se demander s'il est à craindre que de telles paillettes d'argent disparaissent dans la coupellation, lorsque la température est un peu élevée. Nous avons dissipé tous les doutes par l'expérience suivante : un bouton d'argent pur pesant 2 millig. a été aplati et converti en un disque de 3 millimètres de diamètre, lequel a été

coupé en 4 segments aussi égaux que possible; l'un de ces segments a été divisé en deux portions dont chacune pesait par conséquent un quart de milligramme. On a coupellé l'une d'elles avec 30 grammes de plomb pur en poussant la température au maximum; le bouton de retour a été lui-même aplati et partagé en 4 segments. L'un d'eux pesant un seizième de milligramme a été coupellé avec 30 grammes de plomb à la plus forte chaleur : il est resté un bouton que l'on aurait pu voir à l'œil nu, lors même qu'il eût été beaucoup plus petit. 30 grammes du plomb employé dans ces essais laissent une paillette d'argent difficilement visible à l'œil nu et hors de toute comparaison avec le bouton précédent; elle paraît en être tout au plus la dixième partie. Cette paillette, presque imperceptible, ne surpasse probablement pas un centième de milligramme, et comme elle est encore discernable, on est conduit à conclure que la coupellation peut accuser l'existence de fractions d'argent qui échappent à toute mesure.

Précision extrême de la coupellation.

Cette précision admirable montre combien la coupellation est supérieure aux moyens d'essai de l'argent par la voie humide, lorsque l'on traite de petites quantités de matières pauvres; car dans de telles circonstances la voie humide entraîne de grandes erreurs dans le dosage de l'argent et peut même quelquefois le laisser échapper à l'attention de l'observateur. Cependant, ce dernier procédé a été adopté de préférence à l'autre dans les établissements de monnaies, parce que l'on y opère sur des alliages riches en argent et sur des quantités de matières renfermant plusieurs décigrammes ou même près d'un gramme de ce métal. Dans de

telles circonstances la coupellation produirait, comme on l'a constaté, de plus grandes erreurs que la méthode consistant à dissoudre l'alliage et à précipiter ensuite l'argent au moyen du chlorure de sodium.

Explication de la préférence que l'on doit donner tantôt à la voie sèche, tantôt à la voie humide, suivant la nature des matières argentifères à essayer.

Il est facile de se rendre compte de la supériorité d'une méthode sur l'autre dans certaines conditions et de son infériorité dans des conditions différentes : dans l'emploi de la voie humide l'erreur que l'on commet provient de ce que une très-faible portion de l'argent ne peut pas être précipitée par le chlorure de sodium. Or cette perte dépend essentiellement du volume total de la dissolution, et à volume égal elle reste à peu près la même, que l'on opère sur un alliage contenant un gramme ou un centigramme d'argent ; on voit alors que le titre déterminé ainsi sera d'autant plus exact que l'on aura opéré sur un poids plus grand de métal. Dans la coupellation il en est autrement ; la perte tient à plusieurs causes ; à la volatilisation de l'argent, à son oxydation, à son entraînement par la litharge et à son infiltration dans les parois de la coupelle ; il est évident que la diminution de poids occasionnée par ces diverses causes sera d'autant plus forte que la quantité d'argent est plus considérable ; ainsi la perte, au lieu de consister en une quantité absolue, tend à se rapprocher de la proportionnalité : elle représente une certaine fraction du poids de l'argent, fraction qui n'est pas, à la vérité, tout à fait constante ; elle varie en raison de diverses circonstances et augmente un peu, à mesure que les quantités d'argent sur lesquelles on opère vont en décroissant.

On conçoit d'après cela que l'emploi de la voie

sèche est le mieux approprié aux matières minérales naturelles, qui en général sont peu riches, plus ou moins difficiles à dissoudre par les acides et dont on ne peut soumettre à l'essai que des quantités contenant d'ordinaire moins d'un décigramme d'argent : au contraire, l'emploi de la voie humide donne des résultats plus précis, quand on traite des substances riches et faciles à dissoudre.

Les coupellations exécutées dans le cours de nos recherches ne sont sujettes à aucune cause d'erreur.

Les précédentes expériences nous permettent de conclure que dans les conditions où nous avons opéré, la coupellation ne donne lieu à aucune erreur appréciable; et quand même les culots de plomb ne contiennent que des traces d'argent, nous avons acquis la certitude que ces traces ne peuvent pas nous échapper. Cependant pour contrôler l'exactitude des résultats, toutes les fois que nous avons obtenu des boutons de retour très-petits, nous les avons comparés avec les paillettes d'argent destinées à nous servir de témoins et qui étaient préparées avec des proportions de réactifs encore plus fortes que celles employées dans nos essais.

Examen critique des divers procédés de fusion.

Division des matières à essayer en deux sections.

Les substances minérales sur lesquelles nous avons expérimenté peuvent être divisées en deux sections; les unes ne contiennent pas de métaux natifs, ni de sulfures, arséniures, antimoniures métalliques, etc.; elles ne renferment en un mot aucune matière susceptible d'exercer une action réductrice; les autres consistent en corps non oxydés et sont susceptibles de réduire de la litharge en absorbant de l'oxygène. Dans l'essai des matières de la première section, il suffit d'ajouter un flux pour

les amener en liquéfaction et un corps réducteur mélangé de litharge, de façon à produire une certaine quantité de plomb métallique, lequel, en traversant le bain, s'empare de l'argent et forme au fond du creuset un culot que l'on soumet ensuite à la coupellation.

La litharge ne doit pas être employée comme fondant.

Le choix du flux est important, car l'argent se sépare des matières que l'on traite avec d'autant plus de facilité qu'elles sont amenées à un état de liquidité plus parfait. La litharge ne devait être employée par nous que pour fournir du plomb et non comme fondant, car indépendamment du danger que l'on court de percer les creusets, lorsque la fonte dure un peu de temps, il y aurait eu un autre inconvénient très-grave; la litharge obtenue avec l'acétate de plomb le plus pur, bien qu'étant presque dépourvue d'argent, aurait pu céder les traces qu'elle renferme, et il y aurait eu des doutes toutes les fois que le bouton d'argent eût été minime et la quantité de litharge considérable.

Le carbonate de soude est préférable au borax.

Parmi les flux les plus usuels, nous avons essayé concurremment le borax et le carbonate de soude: avec le premier il fallait prendre de grandes précautions pour bien ménager le feu, à cause du boursouflement que produit le borax, surtout lorsqu'il est traversé par un courant de gaz. Comme il nous est arrivé quelquefois de voir la matière déborder au-dessus du creuset, cet inconvénient nous a fait renoncer définitivement à ce flux, et nous avons trouvé que dans les essais de ce genre, le carbonate de soude fondu (ou mieux encore le bicarbonate de soude calciné, qui est plus pauvre en argent) constitue le flux le meilleur et le plus commode; aussi nous avons eu très-rarement le

regret de voir que la matière ne fût pas parfaitement fondue.

Proportions de flux.

Quant aux proportions à employer, nous en ajoutions habituellement de deux à trois fois le poids de la matière à fondre, c'est-à-dire de 20 à 30 grammes; mais une quantité moindre eût suffi le plus souvent, car dans certains cas où nous avons opéré sur de grandes quantités de matières, nous n'y avons ajouté qu'une à une fois et demie leur poids de carbonate de soude.

Addition de silice.

De plus, lorsque nous traitions des quantités un peu considérables d'oxydes métalliques; des oxydes de fer, de manganèse dépourvus de gangue siliceuse, nous y ajoutions ordinairement une certaine quantité de silice, environ la moitié du poids de l'oxyde, c'est-à-dire à peu près la quantité nécessaire pour former un silicate neutre; nous avons reconnu que cette addition rendait la fusion plus parfaite.

Flux réducteur.

Comme agent réducteur, nous avons employé du flux noir préparé avec le nitre et la crème de tartre et dont la faculté réductrice nous était connue d'avance au moyen d'un essai préalable.

Deux modes d'essai applicables aux minerais sulfurés, arséniés, etc.

L'essai des minerais sulfurés, arséniés, ou antimoniés peut être fait de plusieurs manières : on peut les soumettre à un grillage préalable et après avoir expulsé le soufre, l'arsenic et l'antimoine, fondre les oxydes qui forment le résidu avec un flux réducteur et de la litharge, comme nous l'avons indiqué tout à l'heure. On peut aussi fondre directement la matière avec de la litharge qui est réduite en cédant son oxygène aux sulfures et arséniures : il y a alors cet inconvénient qu'il se produit une très-grande quantité de plomb, car pour extraire tout l'argent contenu dans un mi-

nerai sulfuré, il est indispensable que celui-ci soit oxydé intégralement; mais ensuite la coupellation du plomb est longue et dispendieuse. On évite cet inconvénient en suivant le procédé indiqué par M. Berthier (Traité des essais par la voie sèche, t. II, p. 827), procédé qui consiste à ajouter du nitre destiné à oxyder une portion des sulfures, tandis que l'autre portion sert à réduire de la litharge : on peut ainsi régler la quantité de plomb que l'on se propose d'obtenir en ajoutant une plus ou moins forte proportion de nitre.

Mais lequel des deux procédés est préférable? Une telle question ne peut être décidée de prime abord et d'une manière absolue pour tous les minerais indistinctement; pour la résoudre, nous avons été forcés de soumettre à des expériences séparées les principaux sulfures que l'on rencontre dans la nature; exposons les résultats obtenus :

1° *Expériences sur les blendes.*

Perte éprouvée dans l'essai de la blende avec grillage.

10 grammes d'une blende fibreuse de la mine de Pontpéan ayant été fondus avec 24 grammes de litharge type, 14 grammes de nitre et 12 grammes de carbonate de soude (1) ont donné un culot de plomb pesant 18g,88, lequel après coupellation a laissé un bouton d'argent pesant 0g,0228; d'où l'on déduit pour cette blende une teneur 0g,0023.

---

(1) Le carbonate de soude que nous avons employé dans toutes nos expériences provenait de bicarbonate calciné. Par litharge type et par plomb type, nous entendons de la litharge et du plomb préparés par nous-mêmes et presque dépourvus d'argent. Dans tous nos essais nous ne nous sommes jamais servis de litharge ni de plomb du commerce.

10 grammes de la même blende ont été grillés avec soin et afin d'éviter qu'il n'y restât du sulfate de zinc, on a donné un bon coup de feu à la fin. Après grillage, la matière pesait 8g,17; on l'a fondue avec 22 grammes de litharge, 16 de flux noir et 10 de carbonate de soude; le culot de plomb obtenu pesait 19g,11 et après coupellation il a laissé 0,0050 d'argent.

Les scories ne retiennent pas d'argent.

Pour nous assurer si une portion de l'argent n'était pas restée dans la scorie, nous avons refondu celle-ci avec de la litharge et du flux noir; on n'a obtenu qu'un bouton d'argent à peine perceptible; ainsi l'argent n'est pas entraîné par la scorie et disparaît très-probablement dans le grillage. Comme on le voit, la perte est énorme, puisqu'elle s'élève à 18 millig. sur 23, c'est-à-dire à plus des trois quarts.

Expériences sur de la blende d'Huelgoat.

Voici d'autres expériences qui confirment les précédentes :

10 grammes de blende lamelleuse de la mine d'Huelgoat ont été fondus avec 30 grammes de litharge, 12 grammes de nitre et 10 grammes de carbonate de soude : le culot de plomb pesant 21g,16 a laissé après coupellation 0g,0028 d'argent. 10 grammes de la même blende fortement grillée sous une moufle ont pesé après grillage 7g,8. On a fait la fonte en y ajoutant 16 grammes de litharge et 20 grammes de flux noir : le culot de plomb, du poids de 14 grammes, a laissé après coupellation 0g,0008 d'argent; la perte a donc été encore ici de plus des deux tiers de l'argent.

La perte est indépendante de la durée du grillage.

On a fait encore l'expérience suivante :

10 grammes de blende ont été grillés pendant une heure et demie à une t ès-douce température, et le résidu, pesant après grillage 8g,46 a été par-

tagé en deux portions égales n° 1 et n° 2 : l'une, le n° 2 (pesant 4g,23), a été grillé une seconde fois pendant une heure et demie, et sous la même moufle on a grillé en même temps 5 grammes de blende crue (n° 3). Après grillage, le n° 2 avait un peu perdu de son poids, qui était réduit à 4g,05, et le n° 3 pesait 4g,11.

Les trois échantillons ont été fondus exactement dans les mêmes conditions, avec 9 grammes de litharge, 11 de flux noir et 3 de carbonate de soude; les culots de plomb pesant 7g,20 pour le n° 1, 7g,33 pour le n° 2 et 7g,13 pour le n° 3 ont été coupellés et ont fourni (n° 1) 13 milligrammes, (n° 2) 9 millig., (n° 3) 9 millig. d'argent. Ainsi, l'on voit que la disparition de l'argent dépend, non de la durée du grillage, mais de l'intensité de la chaleur, puisque l'échantillon n° 3 qui a subi seulement le deuxième grillage a éprouvé la même perte que le n° 2 qui avait subi les deux grillages d'une heure et demie chacun.

La perte de fin dépend surtout de l'élévation de la température.

Nous avons fait d'autres expériences pour vérifier si la perte de fin dépend de la température qui est développée pendant le grillage : 10 grammes de blende prise à l'usine de Poullaouen, qui avait été grillée en grande masse, dans des fours à réverbère et à une température modérée, étant fondus avec de la litharge et du flux noir ont donné un culot de plomb pesant 16 grammes, lequel a laissé après coupellation 0g,0040 d'argent.

10 grammes de la même blende grillée en grand ont été calcinés de nouveau pendant une heure sous une moufle à la température du rouge cerise; la perte de poids a été de 0g,72 et les 9g,28 restants ont été fondus, comme à l'ordinaire; le culot de plomb obtenu, qui pesait 15g,98 a

donné par coupellation $0^g,0025$ d'argent : la perte a donc été de $0^g,0015$ ou 3/8.

Un grillage exécuté à une basse température n'occasionne pas de perte notable.

Des expériences encore plus positives montrent que le grillage, quand il est exécuté, à une basse température, n'occasionne pas de perte notable, et que la disparition de l'argent tient principalement à l'élévation de la température. En effet, 10 grammes de la blende de Pontpéan déjà essayée, riche à 0,0023 ont été grillés à une température aussi basse que possible : le résidu qui pesait $8^g,50$ ayant été fondu suivant la marche habituelle a donné un culot de plomb du poids de 15 grammes qui a laissé sur la coupelle $0^g,0220$ d'argent, c'est-à-dire presque la même quantité que celle obtenue par la fonte directe, sans grillage.

Expérience ayant pour objet de recueillir l'argent sublimé pendant le grillage.

La perte considérable d'argent que peut subir la blende dans un grillage effectué à une haute température est un fait nouveau, inattendu, et il nous a paru être assez important pour que nous tachions de constater d'une manière directe la sublimation de l'argent. Ayant déjà reconnu que la perte ne peut être attribuée au passage d'une partie de l'argent dans la scorie au moment de la fonte, nous avons eu la pensée de faire une expérience dans des conditions qui nous permissent de recueillir une partie de l'argent volatilisé.

Nous avons commencé par griller à une température très-douce 200 grammes de blende fibreuse de Pontpéan, riche à 0,0017 et contenant par conséquent une quantité d'argent égale à $0^g,340$. Nous avons mêlé ensuite à la blende grillée 100 grammes de peroxyde de manganèse en poudre fine et 100 grammes de marbre concassé : le mélange a été introduit dans une cornue en grès dont le col était engagé dans une allonge

courbée à angle droit et communiquant avec deux flacons de Wolf, suivis d'un grand ballon tubulé. Ces deux flacons renfermaient de l'eau distillée, dans laquelle plongeaient de quelques lignes les tubes éducteurs. L'oxyde de manganèse et le marbre avaient été ajoutés dans le double but d'achever l'oxydation de la blende et de déterminer un courant gazeux pendant toute la durée de l'expérience. On a chauffé la cornue dans un grand fourneau à reverbère surmonté d'un tuyau long de 2 mètres : la température de la cornue a atteint le degré de température indiqué par la couleur cerise, température qui a été soutenue pendant deux heures. Durant toute l'expérience, il y a eu dégagement d'acide carbonique mêlé à un peu d'oxygène. L'intérieur de l'allonge s'est tapissé d'une légère couche de poussière d'un gris blanchâtre, qui noircit au contact de l'acide sulfhydrique; l'eau des flacons est devenue tant soit peu louche.

L'expérience terminée, on a bien nettoyé l'allonge et le ballon avec un peu d'acide nitrique que l'on a ajouté à l'eau des flacons, et tout le liquide a été soigneusement évaporé jusqu'à siccité dans une capsule de porcelaine. Ensuite on a nettoyé cette capsule en la frottant avec 4 grammes de litharge, auxquels on a ajouté ensuite 2 grammes de flux noir et 5 grammes de carbonate de soude. La fonte de ce mélange a donné un culot de plomb pesant 3 grammes, lequel a laissé après coupellation un milligramme d'argent. Le témoin n'a rien laissé de visible. **Argent condensé pendant l'expérience.**

Cet essai met hors de doute la volatilisation de l'argent pendant le grillage de la blende; mais l'énorme disproportion entre la quantité d'argent recueillie et celle qui a dû disparaître, à en juger **Incrustation de globules d'argent sur le dôme de la cornue.**

par nos précédents essais, nous a fait penser qu'une portion de l'argent avait dû nous échapper; et en effet, un examen attentif du dôme de la cornue et de la partie supérieure du col nous y a fait découvrir des globules d'argent métallique, qui avaient aussi éprouvé une sublimation; mais qui, au lieu de se rendre jusqu'à l'allonge en verre, ont été arrêtés au contact de la surface incandescente des parois de la cornue. La sublimation de l'argent est donc encore plus évidente, et les vapeurs argentifères se partagent en deux portions, l'une qui est entraînée avec les autres vapeurs métalliques et les gaz, l'autre qui vient s'incruster sous forme de granules sphéroïdaux dans les parois des appareils, et cette dernière portion paraît être de beaucoup la plus considérable.

Expérience confirmative.

Pour vérifier qu'il en est ainsi toutes les fois que de la blende grillée se trouve exposée à une haute température, nous avons pris 30 grammes de blende grillée à une douce chaleur, et dont la teneur était de 0,00085. Nous l'avons calcinée dans une cornue aussi fortement que possible, et bien que cette calcination ne lui ait fait éprouver qu'une diminution de poids très-faible, de moins d'un gramme, la teneur en argent de la matière a été diminuée de près de moitié et réduite à 0,00045.

Ici encore il a été facile de reconnaître qu'une partie de l'argent sublimé était venue s'incruster sur la partie supérieure de la cornue : toutefois, nous devons faire observer que les globules d'argent étant d'un très-petit volume, et qu'étant enchâssés au milieu de la pellicule superficielle de la cornue, pellicule qui est elle-même légèrement frittée, deviennent difficiles à discerner, et pour

les reconnaître sans hésitation, il faut les faire miroiter au soleil ou à une lumière vive; car ils pourraient rester inaperçus, si l'on se bornait à un examen superficiel, surtout dans un appartement peu éclairé.

Remarques sur la volatilité de l'argent.

Ces faits nous paraissent importants à divers égards; d'abord ils montrent que l'argent est beaucoup plus volatil qu'on ne le croit en général; ainsi, se serait-on attendu à voir des substances qui ne contiennent certainement pas l'argent à l'état de chlorure, mais à l'état de sulfure ou de métal, perdre dans un grillage la moitié et même les trois quarts de cet argent. La sublimation est probablement favorisée par les vapeurs qui se dégagent de la masse; mais dans diverses expériences où, par une nouvelle calcination, nous avons fait perdre à des blendes déjà grillées près de la moitié de leur argent, la quantité de vapeur qui s'est formée dans cette seconde calcination a été relativement peu considérable, et ne paraît pas avoir surpassé un vingtième ou peut-être même un trentième de la masse totale. Ainsi, dans la dernière expérience, sur 0^{g},0255 d'argent contenus dans 30 grammes de blende grillée, 0^{g},0120 ont été sublimés, et la quantité de vapeur qui a pu se former a été assez petite, puisque la diminution de poids de la masse a été inférieure à un gramme (1). La calci-

(1) Dans le grillage de la blende la quantité de vapeurs qui se produit ne peut être représentée par la diminution de poids qu'éprouve la masse, car à mesure que le soufre se dégage à l'état d'acide sulfureux, il est remplacé par de l'oxygène dont le poids atomique est deux fois plus faible. Il est facile de voir que la quantité d'acide sulfureux formée égale environ quatre fois la diminution de

nation peut donc faire perdre à certaines substances argentifères près de la moitié du métal précieux qu'elles contiennent, sans que cette perte soit nécessairement accompagnée d'un abondant dégagement de vapeurs; la volatilisation dépend évidemment beaucoup plus de la température que du dégagement de gaz qui l'accompagne; car de la blende grillée à une douce chaleur donne lieu à un abondant dégagement d'acide sulfureux, et éprouve une diminution de poids de 15 à 20 p. 100, sans que néanmoins la teneur en argent soit notablement diminuée si la température est peu élevée.

Impossibilité de retrouver dans les cadmies tout l'argent qui a disparu.

Nous pouvons d'ailleurs déduire de nos observations l'explication d'un fait métallurgique important qui consiste en ce que, malgré les soins que l'on s'ingénie à prendre pour recueillir toutes les matières volatilisées dans le traitement des minerais argentifères, il est impossible de retrouver dans les cadmies tout l'argent qui a disparu, lors même que l'on pourrait condenser toutes les fumées, ce qui n'a jamais lieu : la perte est toujours beaucoup plus grande qu'on ne s'y attendrait; car les cadmies ont une richesse en argent moindre qu'elle ne semblerait devoir être. On voit, d'après nos expériences, que la précaution de construire des chambres de condensation ne fait pas éviter la perte; car une grande partie de l'argent volati-

poids qu'éprouve le sulfure de zinc en se changeant en oxyde; mais quand on calcine de la blende grillée à une basse température, il est probable qu'il en est autrement, alors les vapeurs qui se dégagent sont dues, au moins en partie, à la décomposition du sulfate de zinc qui a pu se former pendant le grillage.

lisé ne pénètre pas jusqu'à ces chambres; les cadmies qui s'y condensent n'en renferment qu'une portion, et, très-probablement, la plus petite.

La meilleure manière d'éviter les pertes par entraînement consisterait à opérer les réactions métallurgiques à la température la plus basse possible; mais il est difficile de régler à volonté le développement de la chaleur, et nous ferons observer qu'il y a un moyen simple de ressaisir une grande partie de l'argent perdu par sublimation. Il suffit en effet de ne pas rejeter, comme on le fait habituellement, les matériaux qui formaient la chemise des appareils dans lesquels on a traité pendant une longue campagne des matières argentifères.

Moyen de ressaisir une grande partie de l'argent sublimé.

Par exemple, quand on démolit un fourneau à réverbère d'une usine à plomb et argent, il faut mettre de côté les pierres ou briques qui formaient la voûte et le rampant : comme l'argent est venu s'y incruster sur la face exposée à l'action de la flamme, on doit les considérer comme de véritables minerais d'argent, qui, d'ailleurs, sont faciles à traiter; car ils ne renferment pas en général d'autre métal : aussi suffirait-il de les bocarder et de les laver pour en extraire les particules d'argent que l'on refondra ensuite.

Expérience sur de la galène.

Nous avons voulu nous assurer si l'incrustation des globules d'argent sur les parois des appareils n'a pas lieu seulement dans le grillage des minerais zincifères, mais aussi dans la calcination des minerais plombeux. Pour cela, nous avons calciné dans une cornue 20 grammes de galène qui avait été préalablement grillée à une douce température, et dont la teneur était de 0,0032. Après avoir cassé la cornue, nous avons aussi trouvé à la sur-

face du dôme et du col une multitude de granules d'argent qui s'y étaient fixés; cependant la masse était entrée en fusion, circonstance qui semble être moins favorable à la volatilisation de l'argent. Le phénomène d'incrustation que présente le métal est donc indépendant de la nature des minerais, bien que ceux-ci éprouvent par la calcination des pertes d'argent plus ou moins considérables.

La fusion de la blende grillée avec de la litharge et du flux noir n'occasionne pas une perte notable d'argent.

La sublimation de l'argent étant, comme le montrent les expériences ci-dessus, très-faciles dans certaines circonstances, on pourrait craindre que la fusion de la blende grillée avec de la litharge et du flux noir n'occasionnât une nouvelle perte d'argent, indépendamment de celle inhérente au grillage. En effet, dans cette fonte, une portion plus ou moins considérable du zinc est volatilisée, et peut-être ce métal entraînerait-il de l'argent avec lui. Toutefois, nous pensons que cela ne doit pas avoir lieu d'une manière notable; car si l'on cherche à déterminer la teneur de la blende en la grillant à une très-douce température, et la fondant ensuite avec un flux réductif, on obtient à peu près le même résultat que si l'on fond directement la blende avec de la litharge et un flux oxydant, cas auquel on évite la volatilisation du zinc. On conçoit d'ailleurs qu'en présence de la litharge, cette perte ne peut pas être considérable; car, en même temps que le zinc se volatilise, l'oxyde de plomb se réduit et retient l'argent par son affinité.

Mais en serait-il autrement, si on soumettait à la distillation de la blende grillée mélangée de charbon et non accompagnée de litharge? C'est ce que nous avons voulu vérifier au moyen de l'expérience suivante :

Perte qui a lieu dans la distillation de la blende grillée avec du charbon.

40 grammes de blende grillée, ayant une teneur de 0,0010 ont été chauffés dans une cornue avec du charbon pulvérisé; on a obtenu 12 grammes de zinc que l'on a oxydés par de l'acide azotique, puis, fondu avec de la litharge et du flux noir, le culot de plomb qui en est résulté n'a laissé à la coupellation qu'un bouton impondérable; ainsi, le zinc qui passe à la distillation n'entraîne avec lui que des traces d'argent. Cependant il y a encore ici une perte par sublimation; mais, de même que dans les précédentes expériences, l'argent est venu se fixer sous forme de globules sur la paroi interne de la cornue. Le résidu de la distillation pesait 25 grammes après qu'on l'eût grillé pour en séparer le charbon, et, d'après l'essai que nous en avons fait, ces 25 grammes contenaient $0^g,0307$ d'argent au lieu de $0^g,0400$ qu'ils auraient dû renfermer; la perte a donc été d'environ un quart.

Dans cette dernière expérience, la blende grillée a été soumise à une haute température, sans qu'il y eût du plomb pour retenir l'argent : ce dernier métal a donc dû se volatiliser en partie, de même que cela a lieu quand on calcine fortement de la blende grillée sans addition de charbon. Mais ce qui est digne de remarque, c'est que la vapeur de zinc qui s'est formée dans l'expérience ne semble pas avoir facilité la sublimation de l'argent; car cette sublimation n'a pas été plus forte que dans les expériences où l'on a exposé à une haute température de la blende grillée modérément et non mélangée de charbon.

2° *Expériences concernant le grillage de la pyrite argentifère.*

Le grillage de la pyrite argentifère ne présente pas le même phénomène que nous a offert la blende. En effet, nous avons fondu 10 grammes de pyrite de fer de la mine d'Huelgoat avec 30 grammes de litharge, 15 grammes de nitre et 10 grammes de carbonate de soude : on a eu 19g,80 de plomb, d'où nous avons tiré par la coupellation 0g,0085 d'argent.

Essais comparatifs de pyrites grillées dans des conditions différentes.

10 grammes de la même pyrite (n° 1) ont été grillés à une basse température ; 10 grammes (n° 2) ont été grillés au rouge clair pendant une heure et demie ; 10 grammes (n° 3) l'ont été à la même température et pendant un temps double, afin qu'il ne pût y avoir aucun doute relativement à la durée du grillage ; 10 grammes (n° 4) ont été grillés pendant une heure et demie à une température aussi élevée que possible. Toutes les fontes ont été exécutées avec 14 grammes de litharge, 17 de flux noir et 4 de carbonate de soude ; elles ont toutes fourni 12 grammes de plomb, fractions négligées : la coupellation a donné les résultats inscrits dans le petit tableau suivant :

DIVERS ÉCHANTILLONS de la même pyrite de fer.	N° 1.	N° 2.	N° 3.	N° 4.
Grillée dans des conditions diverses.	à une basse température pendant 1 h. 1/2.	au rouge clair pendant 1 h. 1/2.	au rouge clair pendant 3 h.	à la plus haute température pendant 1 h. 1/2.
Poids des boutons d'argent exprimé en milligrammes.	mg. 5,7	mg. 7,7	mg. 7,7	mg. 8,3

On voit qu'ici, comme dans les expériences sur la blende, la durée du grillage n'exerce pas d'influence sensible sur le résultat; mais l'élévation de la température produit un effet contraire de celui que nous ont offert les expériences sur le sulfure de zinc. En effet, l'échantillon n° 4, qui a été grillé à la température la plus élevée, a fourni le plus d'argent; et le résultat de la coupellation a été presque égal à celui obtenu après fusion directe de la pyrite avec du nitre et de la litharge. Au contraire, l'échantillon qui a été grillé à une basse température (le n° 1) a subi une perte de $0^g,0028$ sur $0^g,0085$, c'est-à-dire d'environ un tiers.

Le grillage de la pyrite doit avoir lieu à une température élevée.

Il est clair que cette cause d'erreur, inhérente à l'emploi du grillage à une basse température, ne peut provenir d'une perte qui aurait lieu pendant la torréfaction du minerai, puisque cette cause d'erreur tend à s'évanouir, si on élève davantage la température. Probablement, elle tient à ce que, dans les grillages où la chaleur a été trop faible, il reste une portion du soufre à l'état de sulfate ou d'oxysulfure, et, plus tard, l'argent contenu dans cette masse n'est absorbé qu'en partie par le plomb qui se forme quand on fond la matière grillée avec de la litharge et du flux noir.

3° *Expériences concernant le grillage des galènes.*

Lorsque l'on veut connaître la teneur en argent des galènes, il est rare qu'on les grille; car on peut ou les coupeller directement, ou bien les fondre avec du fer métallique ou du carbonate de soude. Néanmoins, dans des expériences que nous

avons faites touchant l'amalgamation, nous avons eu l'occasion d'apprécier l'influence que peut exercer le grillage dans les essais où l'on détermine la richesse des galènes.

Relatons ici trois de ces expériences :

Expériences sur une galène de Sala.

1 gramme de galène de Sala très-pure, coupellé directement, a produit un bouton d'argent du poids de $0^g,0087$.

1 gramme de la même galène, ayant été grillé à une température modérée, n'a pas sensiblement changé de poids ; on l'a fondu ensuite avec 4 grammes de flux noir et $0^g,40$ de limaille de fer ; on a eu $0^g,70$ de plomb, et par coupellation $0^g,0080$ d'argent ; ainsi, il n'y a eu qu'une perte fort légère.

On a pris une galène de Freyberg très-riche, dont la teneur, accusée par la coupellation directe, était de 0,0300 : un gramme de cette galène a pesé, après un grillage un peu fort, $1^g,07$; on l'a fondu ensuite avec du flux noir et 5 grammes de litharge : le culot de plomb pesait 3 grammes, et a laissé à la coupellation $0^g,0190$. Le titre ainsi obtenu est donc trop faible d'environ un tiers.

Enfin, un troisième échantillon de galène dont la teneur déterminée directement était de 0,0085, n'a accusé après grillage, puis fonte avec du flux noir et du fer, qu'une teneur de 0,0065 ; la diminution a donc été d'environ un quart.

Causes de la perte qui a lieu

La perte qui a lieu dans ces expériences tient probablement à plusieurs causes, parmi lesquelles on doit placer en première ligne la sublimation de l'argent que nous avons constatée (p. 25) par une expérience précédente, expérience où nous avons calciné de la galène grillée dans une cornue. Dans certains cas, surtout lorsque l'on opère la fusion

sans ajouter du fer métallique, une fraction de l'argent peut aussi être retenue par le sulfure de plomb que régénère dans la fonte, avec du flux noir, la réduction du sulfate de plomb formé pendant le grillage.

4° *Expériences concernant le grillage des cuivres gris.*

La détermination exacte de la teneur en argent des cuivres gris est assez difficile ; si on les soumet à un grillage, on sait qu'il n'est pas aisé d'expulser complétement les dernières portions d'arsenic et d'antimoine ; or, s'il reste dans la matière grillée des arséniates, leur fusion, qui s'opère ensuite avec du flux noir, les fait repasser à l'état d'arséniures, lesquels peuvent retenir de l'argent. (Difficultés du grillage des cuivres gris.)

Pour éviter cet inconvénient, nous avons ajouté, à plusieurs reprises, un peu de poussière de charbon à la matière, comme on le fait ordinairement en pareille circonstance, pour ramener les arséniates qui peuvent s'être formés à l'état d'arséniures et chasser ensuite l'arsenic en le changeant en acide arsénieux par une nouvelle oxydation.

1 gramme de cuivre gris, arsénifère, de Sainte-Marie-aux-Mines (échantillon n° 1), étant fondu avec de la litharge, a donné 6g,60 de plomb d'où l'on a extrait 0g,0095 d'argent. (Essais comparatifs de divers cuivres gris avec et sans grillage.)

1 gramme du même échantillon ayant été grillé, a pesé 0g,840 : fondu ensuite avec de la litharge et du flux noir, il a fourni un culot de plomb du poids de 3 grammes, puis un bouton d'argent du poids de 0g,0060. Le titre ainsi obtenu est donc beaucoup trop bas, eu égard au résultat précédent : peut-être cela tenait-il en partie à ce que le

grillage avait été imparfait, et cette présomption semble justifiée par les expériences suivantes.

Des essais exécutés d'une manière semblable sur d'autres échantillons de cuivre gris ont donné les résultats inscrits dans le tableau ci-dessous.

CUIVRES GRIS ESSAYÉS	POIDS de la matière crue.	POIDS de la matière grillée.	BOUTONS D'ARGENT OBTENUS sans grillage.	après grillage.
Cuivre gris arsénifère de Sainte-Marie-aux-Mines (échantillon n° 2).	gr. 1	gr. 0,88	gr. 0,0045	gr. 0,0040
Cuivre gris arsénifère et antimonifère de la Mouzaïa (Algérie).	3	2,79	0,0028	0,0025
Cuivre gris antimonifère (panabase) du Mexique.	1	1,60	0,0020	0,0020

Dans ces derniers essais les résultats obtenus n'ont pas été fort différents, lorsque la matière a été fondue directement, ou lorsqu'elle a subi un grillage préalable; néanmoins l'avantage semble être plutôt en faveur du premier procédé.

Conclusions générales à déduire de ces expériences.

Dans les expériences relatives aux sulfures de zinc, de fer et de plomb, le titre obtenu par l'emploi de la méthode avec grillage est constamment au-dessous de celui obtenu par le procédé où l'on fond directement la substance; et ce qui nous paraît remarquable, c'est que quand on se sert du grillage, il faut, dans certains cas, modérer l'action de la chaleur (pour la blende); dans d'autres cas, au contraire, il faut l'élever autant que possible (pour la pyrite de fer).

Lors même que l'on opère le grillage avec le plus grand soin et en tâchant de réaliser les conditions qui paraissent être les plus favorables, on

n'obtient pas, du moins à en juger par nos expériences, un résultat plus avantageux que si l'on fond directement la matière. Il est donc préférable, quand il s'agit de substances analogues à celles que nous avons essayées, de les fondre directement avec addition de nitre et de litharge, d'autant plus que ce procédé est en général moins dispendieux et donne lieu, dans beaucoup de cas, à une opération de moins.

Incertitude relative à la quantité de nitre que l'on doit employer.

L'inconvénient principal de cette méthode tient à ce que souvent on ne peut savoir avec certitude quelle quantité de nitre on doit ajouter, car les divers minéraux sulfurés ou arséniés réduisent des quantités fort différentes de litharge, et il y a des variations notables, même pour des échantillons appartenant à la même espèce minérale. Ainsi toutes les blendes, toutes les pyrites de fer et de cuivre ne sont pas des composés identiques : le soufre qu'elles contiennent peut être accompagné d'un peu d'arsenic ou d'antimoine; le métal qui détermine l'espèce et le nom du sulfure n'y est presque jamais seul, comme nous le verrons plus loin. 1 gramme de blende, par exemple, lors même qu'elle est complétement dépourvue de gangue pierreuse, réduit des quantités plus ou moins grandes de litharge, en raison de ses variations de composition.

Lorsque l'on essaye un échantillon appartenant à un minéral connu et que l'on n'opère pas sur une quantité considérable de matière (seulement sur 8 à 10 grammes), on peut alors mettre à profit les données que l'on a obtenues dans des expériences faites sur d'autres échantillons de la même espèce. Mais lorsqu'on traite des échantillons dont la composition est incertaine, ou que l'on veut

opérer sur plus de 10 grammes de matière, on n'a qu'à suivre la marche indiquée par M. Berthier (Traité des essais par la voie sèche, t. II, p. 827), le meilleur guide que l'on puisse prendre dans des essais de cé genre.

Détermination de la meilleure proportion de nitre.

On réduit en poussière très-fine 1 gramme de la substance (dans certains cas 1/2 gramme suffit); puis après l'avoir mélangée aussi intimement que possible avec 30 à 40 grammes de litharge, et avoir ajouté 10 grammes de carbonate de soude pour faciliter la fusion, on la fond, et d'après la proportion de plomb obtenu, on calcule quelle serait la quantité de plomb que produirait le nombre de grammes de matière que l'on veut soumettre à l'essai; puis on détermine la proportion de nitre que l'on doit ajouter pour éviter la réduction d'une partie de la litharge et faire en sorte que le poids du culot de plomb obtenu ne dépasse pas 15 à 25 grammes. Pour cela il faut concevoir que l'addition du nitre équivaut à l'oxydation d'une certaine quantité de plomb : d'après les expériences que nous avons faites, 1 gramme de nitre paraît être susceptible d'oxyder 4 à 5 grammes de plomb, et quelquefois même un peu plus, du moins à en juger d'après le mode de calcul que nous avons suivi et que nous allons exposer.

Calcul de la quantité de plomb qui est oxydé par 1 gramme de nitre.

Prenons pour exemple une pyrite de fer jaune de la mine de Pontpéan : dans l'essai préliminaire, 1 gramme de cette pyrite, paraissant à peu près pure, fondu avec 30 grammes de litharge et 10 grammes de carbonate de soude a produit un culot de plomb du poids de 12^{g},50. Dans l'essai définitif nous avons traité 9^{g},70 de cette pyrite, qui a été intimement mélangée avec 30 grammes de litharge-type, 25 grammes de carbonate de soude

et 20 grammes de nitre. Le culot de plomb obtenu pesait 16g,20. Or, d'après l'essai préliminaire, si la fonte eût été faite sans nitre, on aurait obtenu un culot de plomb pesant 121g,25 ; il faut en retrancher le poids du culot réel, c'est-à-dire 16g,20, et l'on voit alors que les 20 grammes de nitre ont dû oxyder 105g,05 de plomb, d'où il doit résulter que 5g,25 de plomb ont été oxydés par 1 gramme de nitre.

Les résultats ainsi calculés de beaucoup d'expériences différentes nous ont fourni des nombres généralement compris entre 4 et 6 ; cependant si l'on admet que le nitre en se décomposant cède à la masse adjacente tout l'oxygène de l'acide nitrique, sans qu'il y ait de perte, on trouve que 1 gramme de nitre ne pourrait oxyder que 5 gr. de plomb. L'anomalie que nous faisons remarquer tiendrait-elle à ce que les conséquences que nous déduisons de notre procédé d'expérimentation pour calculer le pouvoir oxydant du nitre ne sont pas rigoureusement exactes? Peut-être dans l'oxydation d'une dizaine de grammes de sulfure métallique en est-il une petite portion qui échappe à l'action oxydante du nitre et de la litharge, de manière que nous sommes alors conduits à considérer l'oxydation produite par le nitre, comme plus considérable qu'elle ne l'a été réellement. D'ailleurs nous avons quelquefois observé que la proportion de plomb produite dans les essais préliminaires est un peu plus considérable, si la fusion avec 30 grammes de litharge est opérée sur 0g,50 ou 0g,75 de matière que si l'on en traite 1 gramme : l'action désoxydante du sulfure métallique paraît se produire d'une manière plus complète dans le premier cas, où il est enve-

loppé d'une plus grande masse de litharge. Quoi qu'il en soit, nous pensons que l'on doit admettre en général, dans des essais de cette sorte, que 1 p. de nitre peut oxyder 5 p. de plomb.

Ce rapport est d'ailleurs susceptible de varier suivant les conditions dans lesquelles s'opère la fonte, suivant la manière dont la chaleur est graduée. Si la substance s'oxyde avec un peu de difficulté ou de lenteur, si le nitre se décompose en moins de temps qu'il n'en faut pour produire cette oxydation, il est clair qu'une portion de l'oxygène du nitre ne réagira pas sur le sulfure ou l'arséniure; alors l'action réductrice de ceux-ci s'exercera d'une manière plus efficace sur la litharge et amènera à l'état métallique une plus grande quantité de plomb.

Conditions dans lesquelles on doit effectuer les fontes.

En général il convient de ménager la chaleur dans la première période de l'opération avec d'autant plus de précaution que la proportion de nitre ajouté est plus considérable; autrement on serait exposé à perdre une portion de la matière qui sortirait du creuset. D'ailleurs il convient d'ajouter aussi une quantité de litharge suffisante pour oxyder aussi complétement que possible le sulfure métallique et suppléer à l'insuffisance du nitre, car on sait que les portions de sulfure non oxydées retiennent une partie de l'argent qu'elles renfermaient.

Pouvoir réducteur des principaux sulfures et sulfarséniures métalliques.

Afin de fournir des renseignements utiles aux personnes qui auraient à faire des essais pour argent sur des substances minérales du même genre, nous allons indiquer les quantités de litharge qui, dans nos essais, ont été réduites par 1 gramme des principales substances que nous avons soumises à des expériences préliminaires en vue de

connaître leur pouvoir réducteur. Les blendes que nous avons essayées et qui n'étaient pas mélangées de gangue pierreuse en quantité notable, ont produit généralement par réduction de la litharge de 7 à 9 parties de plomb, les pyrites de fer 9 à 13 p., les cuivres pyriteux et panachés de 8 à 10, un échantillon de cuivre sulfarsénié 6,6, un échantillon d'antimoine natif 2,80, des sulfures d'antimoine de 8 à 9, des sulfarséniures de fer (mispickels ou pyrites arsenicales) de 6 à 9, des arséniures et sulfarséniures de cobalt et de nickel 5 à 7, des cuivres gris de 6 à 10, un échantillon de pechblende 0,30, une cadmie de haut-fourneau 0,80.

Différences dans les pouvoirs réducteurs de divers échantillons de la même espèce.

Les différences dans les quantités de plomb produites par 1 gramme du même sulfure ou arséniure métallique peuvent tenir à de petites variations dans la composition chimique du minéral, aux circonstances dans lesquelles a eu lieu la fonte et au mélange de la gangue; mais celle-ci était généralement en petite quantité dans les matières que nous essayions. On voit que généralement le pouvoir réducteur des arséniures, sulfarséniures et sulfantimoniures est moindre que celui des sulfures; c'est en effet ce qui doit être, eu égard aux différences des poids atomiques de ces corps.

Cependant, d'après le mode d'expérimentation que nous avons adopté, on comprend qu'il eût été difficile de traiter par la fonte au nitre beaucoup plus de 10 grammes de matière, car nous aurions été exposés, suivant que la proportion du flux oxydant eût été trop forte ou trop faible, ou bien à ne pas avoir de litharge réduite, ou bien à obtenir des culots de plomb d'un poids supérieur à 30 grammes, et alors nous serions sortis des

limites dans lesquelles nous avons constaté que nos expériences doivent être faites pour ne pas être entachées d'erreurs. Aussi les essais que nous avons exécutés sur des minéraux dépourvus d'oxygène ont été faits sur des quantités inférieures ou égales à 10 grammes; mais quand nous avons expérimenté sur des minéraux oxydés que nous fondions avec un flux réductif, nous avons pu, sans inconvénient, en traiter des quantités beaucoup plus considérables, et s'élevant même jusqu'à près de 100 grammes, lorsque ces matières étaient facilement fusibles.

Expériences relatives aux pertes qui peuvent avoir lieu dans les fontes.

Avant de nous livrer à l'exécution des nombreux essais consignés dans le tableau suivant, nous avons voulu nous assurer si dans les fontes avec du nitre on n'est pas exposé à éprouver une perte notable d'argent. On conçoit l'importance de cette constatation, car en supposant qu'il y eût une perte un peu forte, beaucoup de minéraux que nous serions conduits à considérer comme dépourvus d'argent, pourraient en contenir. Nous avions d'abord conçu le projet de faire des essais avec les quatre sulfures les plus communs, les pyrites de fer et de cuivre, la blende et la galène; mais nous nous sommes bornés à la galène et à la pyrite de fer, parce que ces deux substances, en raison de leur fusibilité, nous permettaient de les rendre argentifères dans des conditions assez rapprochées de celles de la nature.

Conditions de ces expériences. Si nous nous étions contentés de mêler des quantités connues de sulfure d'argent avec de la pyrite et de la blende, qu'ensuite nous eussions

soumis ce mélange à la fonte, nous n'aurions pas expérimenté dans les conditions qui ont lieu lorsque nous fondons une pyrite ou une galène argentifère. Dans ce cas, l'argent que nous considérons comme étant à l'état de sulfure, et nous en dirons les motifs dans la seconde partie de ce travail, se trouve à l'état d'intime association, sinon de combinaison, état que l'on ne peut imiter qu'au moyen de la fusion du mélange. Mais parmi les quatre sulfures de plomb, fer, zinc et cuivre, il n'y en a que trois qui puissent entrer en fusion, et l'un d'eux en fondant est susceptible de se décomposer, surtout lorsqu'il a été préparé artificiellement.

Nous avons limité nos essais aux sulfures de fer et de plomb qui peuvent entrer en fusion, sans se dénaturer notablement, et pour nos expériences nous avons eu besoin, ainsi qu'on va le voir, de prendre des produits artificiels pour éviter toute espèce d'illusion.

Expérience relative à la perte qui a lieu dans la coupellation de la galène.

Nous avons commencé par déterminer quelle perte subissent les galènes dans la coupellation directe : à cet effet, nous avons pris 2 grammes de sulfure de plomb artificiel, tout à fait dépourvu d'argent et nous les avons fondus avec 50 milligrammes de sulfure d'argent. Le culot a été coupellé avec addition de 12 grammes de plomb type. et nous avons obtenu un bouton de retour pesant 41 milligrammes. Or d'après la composition théorique, les 50 milligrammes de sulfure d'argent doivent contenir $43^{mg},5$ d'argent ; la perte a donc été de $2^{mg},5$ ou 5,6 p. 100. Mais afin de pouvoir distinguer dans cette perte la portion inhérente à la présence du sulfure de plomb, nous avons coupellé directement 50 milligrammes du même sulfure d'argent avec 12 grammes de plomb pur et

avons obtenu 42 milligrammes d'argent : ainsi il a dû y avoir une perte de 1mg,5 ou 3,4 p. 100; si on la retranche de celle qu'a subie le sulfure plombo-argentifère, on voit que cette dernière se réduit à 2,2 p. 100.

Marche suivie dans les expériences sur les sulfures de plomb et de fer.

Maintenant décrivons la marche que nous avons suivie pour apprécier les pertes qui ont lieu dans la fonte des pyrites et des galènes. Après avoir déterminé la teneur d'une galène riche, ayant tous les caractères d'une grande pureté, nous l'avons fondue de deux manières, dans un cas avec du nitre, dans l'autre avec du flux noir et du fer : une coupellation ultérieure nous a indiqué s'il y avait perte appréciable.

Pour reconnaître s'il y a perte dans le cas où la galène est très-pauvre, nous avons préparé du sulfure de plomb artificiel et après nous être assurés de sa complète pureté, nous l'avons fondu avec une quantité de sulfure d'argent suffisante pour lui communiquer une richesse d'un dix-millième ; puis cette galène artificielle très-pauvre a été traitée comme la précédente.

Nous avons procédé d'une manière analogue pour la pyrite de fer; nous avons fondu de la pyrite naturelle, non sensiblement argentifère, avec une quantité connue de sulfure d'argent. La volatilisation d'un peu de soufre qui a eu lieu et la modification qui en est résultée dans la composition de la pyrite ne peuvent infirmer les résultats que nous exposerons plus loin. Cette pyrite rendue ainsi argentifère a été fondue avec du nitre et de la litharge, puis le culot de plomb qui en est résulté a été passé à la coupelle.

Pour obtenir une pyrite très-pauvre, nous avons opéré de la manière suivante : nous avons

calciné un mélange en proportions convenables de sulfate de fer et d'amidon ; le sulfate ainsi obtenu n'est pas identique à la pyrite ordinaire (bisulfure de fer), car il renferme moins de soufre; mais la différence ne paraît pas susceptible de modifier les faits que nous voulons constater. Ce sulfure artificiel a été enrichi à 0,0001 en le fondant avec une faible quantité de sulfure d'argent, puis on l'a soumis à la fonte avec du nitre et de la litharge. Le culot de plomb ayant été coupellé, le bouton de retour a été comparé avec un témoin.

Voici les détails des expériences :

1° *Expériences sur les galènes.*

N° 1. 2 grammes de galène de Sala coupellés avec 12 grammes de plomb type ont donné un bouton d'argent égal à 0,0170. Expériences sur une galène riche.

Abstraction faite de la perte qui a lieu à la coupellation, la teneur de cette galène est donc de 0,0085.

N° 2. 2 grammes de galène de Sala ont été fondus avec

3 grammes flux noir,
$0^g,20$ limaille de fer,
10 grammes carbonate de soude.

Le culot de plomb pesant $1^g,50$ a donné à la coupellation un bouton de retour pesant $0^g,0155$, ce qui donnerait pour teneur 0,0077.

N° 3. 2 grammes de la même galène ont été fondus avec

1 grammes de nitre,
15 — de litharge type,
10 — de carbonate de soude.

Le culot de plomb pesant $3^g,70$ a donné à la

coupellation un bouton de retour du poids de 0,0157, d'où on déduirait pour la teneur 0,0078.

Expériences sur une galène pauvre.

N° 1. 10 grammes de sulfure de plomb artificiel préparé en faisant agir de l'hydrogène sulfuré sur de l'acétate de plomb sans argent, ont été fondus avec un milligramme de sulfure d'argent. La dixième partie du culot a été fondue de nouveau avec neuf autres grammes de sulfure de plomb artificiel, sans argent, après un mélange intime, et le culot qui en est résulté a été fondu avec

15 grammes flux noir,
1 gramme limaille de fer,
30 grammes carbonate de soude.

Le culot de plomb obtenu, pesant 7 grammes a laissé après coupellation un bouton d'argent impondérable, mais très-visible.

N° 2. Un témoin fait avec des matières identiques à celles de l'expérience précédente (excepté que le sulfure de plomb artificiel n'avait pas été enrichi d'argent) n'a rien laissé de visible sur la coupelle.

Expériences sur les pyrites de fer.

Pour être sûrs de la teneur du sulfure d'argent qui devait servir aux expériences suivantes, nous en avons fait l'essai suivant :

0g,020 de sulfure d'argent coupellés avec un gramme de plomb pur ont laissé un bouton d'argent dont le poids était compris entre 0g,0180 et 0g,0175.

Expérience sur un sulfure de fer riche.

10 grammes de pyrite de fer naturelle non sensiblement argentifère, préalablement fondus avec 0g,020 de sulfure d'agent, ont ensuite été mélangés avec

20 grammes nitre,
20 — litharge type,
30 — carbonate de soude.

Le culot de plomb obtenu, pesant $17^{g},20$ a laissé sur la coupelle un bouton de retour dont le poids surpassait légèrement $0^{g},0175$.

10 grammes de sulfure de fer préparé par la calcination de sulfate de fer et d'amidon ont été fondus avec un milligramme de sulfure d'argent : la dixième partie du culot a de nouveau été fondue avec 9 grammes du même sulfure non argentifère et le nouveau culot a été soumis à la fonte avec Expérience sur un sulfure de fer pauvre.

20 grammes nitre,
20 — litharge pure,
30 — carbonate de soude.

Le culot de plomb pesant 14 grammes a laissé après coupellation un bouton d'argent très-visible, mais impondérable.

Une expérience faite comme la précédente avec du sulfure de fer non enrichi a laissé comme témoin une paillette d'argent discernable seulement à la loupe.

On voit par ces expériences que la galène riche a subi une perte notable d'argent, tandis que la pyrite de fer riche n'en a pas subi d'appréciable. La perte éprouvée par la galène s'élève dans les deux fontes n° 2 et n° 3 à peu près à 9 p. 100 de l'argent, si on compare la teneur obtenue par la coupellation précédée d'une fonte à celle déterminée par la coupellation directe de la galène. Mais si l'on tient compte d'une perte de 5 p. 100 dans la coupellation (*voir* l'expérience de la page 39), on reconnaît que la perte totale s'élève à 14 p. 100. Une grande partie de l'argent qui disparaît dans la fonte des galènes reste dans les scories ; en effet, Conséquences de ces expériences.

dans l'expérience n° 2 sur la galène riche de Sala, au lieu d'obtenir 1g,73 de plomb, on n'en a obtenu que 1g,50; par conséquent il est resté dans la scorie presque la huitième partie du plomb.

Remarques sur la différence des résultats relatifs à la galène et à la pyrite.

La différence dans les résultats que l'on obtient, suivant que l'on opère sur de la galène ou sur de la pyrite de fer paraît tenir à ce que dans la fonte des galènes, le plomb faisant partie du minerai ne passe presque jamais tout entier dans le culot; tandis que si on opère sur de la pyrite, elle cède la presque totalité de son argent, à cette seule condition qu'après la fonte, il ne reste pas de fer à l'état de sulfure ni d'oxysulfure.

Il est vraisemblable que les sulfures de manganèse, de zinc, de cuivre, etc., se comporteraient à cet égard comme le sulfure de fer, et s'il en était ainsi, la galène dont on peut connaître approximativement la teneur en argent par une simple coupellation, serait parmi les principaux sulfures métalliques, celui qui fournirait les résultats les moins exacts, si on devait lui faire subir une fonte préalable.

Quoi qu'il en soit, il est démontré dans tous les cas que la fonte avec nitre n'est pas plus défavorable que la fonte sans nitre, précédée d'un grillage. De plus, quant aux galènes et aux pyrites pauvres, les faibles traces d'argent qu'elles renferment sont toujours perceptibles, ce qui était pour nous le fait le plus important à constater.

Maintenant que nos idées sont fixées sur les limites des pertes que l'on peut éprouver dans la coupellation, dans le grillage et dans les fontes, connaissant la marche qu'il faut suivre pour obtenir la plus grande quantité d'argent, nous allons exposer les résultats de nos essais et donner une

description minéralogique des matières sur lesquelles nous avons expérimenté. La plupart de ces échantillons, notamment ceux provenant de la Suède, de la Norwège, des Pyrénées et de la Brétagne ont été recueillis par l'un de nous sur les lieux mêmes, de sorte qu'il ne peut y avoir d'incertitude sur leur gisement : il en est quelques-uns qui proviennent de la collection de l'École nationale des mines de Paris et que nous devons à l'obligeance de M. Dufrénoy, inspecteur général des mines ; M. Cordier, professeur au Muséum d'histoire naturelle, a bien voulu aussi nous fournir des matériaux pour notre travail : enfin plusieurs échantillons ont été extraits de la collection de minéralogie de la faculté des sciences de Rennes.

1er TABLEAU.— *Essais pour argent exécutés sur des échantillons simples.*

NUMÉROS d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent.	TENEUR en argent exprimée en dix-millièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
				gr.
1	Fer natif (météorique.)	Potosi	Néant.	20,00
1 *bis*	Pierre météorique contenant du fer natif	L'Aigle	*Idem.*	54,00
2	Bismuth natif	Wittichen	1,50	10,00
3	Arsenic natif	Sainte-Marie-aux-Mines	9,20	8,70
4	Antimoine natif	Allemont	4,00	4,80
5	Antimoine arsenical	*Idem.*	1,30	7,70
6	Antimoine sulfuré	Hongrie	0,62	8.00
7	*Idem.*	Le Fourneau, près Angers.	Impond.	8,20
8	Molybdène sulfuré	Gîte inconnu	1,00	5,10
	Blende (zinc sulfuré).			
9	B. lamelleuse	Pontpéan	3,80	10,00
10	B. fibreuse	*Idem.*	(6 essais.) 14,00-25,00	*Idem.*
11	B. compacte	Poullaouen	19,00	*Idem.*
12	B. lamelleuse	Huelgoat	8,00	*Idem.*
13	B. lamelleuse	*Idem.*	2,90	*Idem.*
14	*Idem.*	Rerreville	Impond.	*Idem.*
15	*Idem.*	Poyet	*Idem.*	8,00
16	B. bacillaire	Pzibram à larges facettes.	6,70	7,50
		à petites facettes.	2,70	10,00
17	B. lamelleuse	Hongrie	Impond.	11,00
18	*Idem.*	Saxe	*Idem.*	5,00
19	*Idem.*	Kongsberg	*Idem.*	*Idem.*
20	*Idem.*	Falun	5,00	*Idem.*
21	*Idem.*	Sala	3,30	*Idem.*
22	*Idem.*	Tunaberg	1,00	10,00
23	Manganèse sulfuré	Transylvanie	2,40	4,00
	Pyrite de fer jaune (fer bisulfuré).			
24	P. grenue cristalline	Huelgoat	15,00	10,00
25	P. efflorescente	*Idem.*	8,50	8,00
26	P. compacte	Lanvaux	Néant.	8,00
27	P. fibreuse et cristalline	Pontpéan	(4 essais.) Impond.	*Idem.*
28	*Idem.*	Pas-de-Calais	*Idem.*	*Idem.*
Id.	P. cristallisée	Kongsberg	0,10	30,00
29	P. magnétique	Foldal	0,83	6,00
30	*Idem.*	Åreskuttan	Impond.	3,70

NUMÉROS d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent.	TENEUR en argent exprimée en dix-millièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
	Mispickel *(fer sulfarsenié).*			
31	M. grenu.	La Villéder.	Impond.	gr. 4,00
32	*Idem.*	Maupas.	*Id.*	2,20
33	M. compacte.	Tréguguet.	*Id.*	7,00
34	M. cristallisé.	Le Lédo.	1,20	6,00
35	M. grenu.	Roure.	3,70	5,35
36	*Idem.*	Saxe.	1,50	10,00
37	Cobalt arsenical.	Challanches.	0,80	8,00
38	Cobalt gris ou sulfarsénié.	Suède.	3,30	3,00
39	*Idem.*	Tunaberg.	Impond.	7,50
40	Nickel gris ou sulfarsenié.	Schneeberg.	0,40	8,00
	Galène *(plomb sulfuré).*			
41	G. grenue.	Huelgoat.	20,00	5,00
42	G. à grandes lames.	*Idem.*	3,00	5,00
43	*Idem.*	Roure.	3,30	6,00
44	G. antimonifère lamelleuse.	Saint-Maudé.	5,80	10,00
45	*Idem.*	Plumelin.	3,00	10,00
46	G. antimonifère fibreuse.	Aulus.	16,00	8,00
47	G. bacillaire.	Prusse Rhénane.	Impond.	8,00
48	G. compacte.	Saxe.	3,30	6,00
49	G. grenue, nikélifère.	*Idem.*	4,70	10,00
50	G. à grandes lames.	Sala.	86,60	1,50
51	Jamesonite (plomb sulfantimonié).	Aranydka.	25,00	7,00
52	Cuivre panaché.	Kaafiord.	Impond.	10,00
53	Pyrite cupronikélifère.	Kleva.	Néant.	10,00
54	Cuivre sulfosélénié.	Gîte inconnu.	10,00	6,60
55	Terres noires (sulfure cupro-argentifère).	Huelgoat.	440,00 590,00	2,60
	Bournonite *(plomb sulfantimonié cuprifère).*			
56	B. cristallisée.	Oberlahr.	2,50	8,00
57	B. compacte.	Gîte inconnu.	30,00	6,00
	Cuivre gris *(sulfarsénié ou sulfantimonié.)*			
58	C. arsenifère (tennantite).	Sainte-Marie-aux-Mines.	95,00	6,60
59	C. arsenico-antimonifère.	La Mouzaïa.	15,00	6,00
60	C. antimonifère cristallisé.	Kapnick.	47,00	8,00
61	C. gris antimonifère, compacte.	Banat.	47.00	3,00
62	*Idem.*	Gîte inconnu.	123,00	3,00

1er TABLEAU.— *Essais pour argent exécutés sur des échantillons simples.*

NUMÉROS d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent.	TENEUR en argent exprimée en dix-millièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
				gr.
1	Fer natif (météorique.)	Potosi.	Néant.	20,00
1 *bis*	Pierre météorique contenant du fer natif.	L'Aigle.	*Idem.*	54,00
2	Bismuth natif.	Wittichen.	1,50	10,00
3	Arsenic natif.	Sainte-Marie-aux-Mines.	9,20	8,70
4	Antimoine natif.	Allemont.	4,00	4,80
5	Antimoine arsenical.	*Idem.*	1,30	7,70
6	Antimoine sulfuré.	Hongrie.	0,62	8.00
7	*Idem.*	Le Fourneau, près Angers.	Impond.	8,20
8	Molybdène sulfuré.	Gîte inconnu.	1,00	5,10
	Blende (zinc sulfuré).			
9	B. lamelleuse.	Pontpéan.	3,80.	10,00
10	B. fibreuse.	*Idem.*	(6 essais.) 14,00-25,00	*Idem.*
11	B. compacte.	Poullaouen.	19,00	*Idem.*
12	B. lamelleuse.	Huelgoat.	8,00	*Idem.*
13	B. lamelleuse.	*Idem.*	2,90	*Idem.*
14	*Idem.*	Rerreville.	Impond.	*Idem.*
15	*Idem.*	Poyet.	*Idem.*	8,00
16	B. bacillaire.	Pzibram à larges facettes. à petites facettes.	6,70 2,70	7,50 10,00
17	B. lamelleuse.	Hongrie.	Impond.	11,00
18	*Idem.*	Saxe.	*Idem.*	5,00
19	*Idem.*	Kongsberg.	*Idem.*	*Idem.*
20	*Idem.*	Falun.	5,00	*Idem.*
21	*Idem.*	Sala.	3,30	*Idem.*
22	*Idem.*	Tunaberg.	1,00	10,00
23	Manganèse sulfuré.	Transylvanie.	2,40	4,00
	Pyrite de fer jaune (fer bisulfuré).			
24	P. grenue cristalline.	Huelgoat.	15,00	10,00
25	P. efflorescente.	*Idem.*	8,50	8,00
26	P. compacte.	Lanvaux.	Néant.	8,00
27	P. fibreuse et cristalline.	Pontpéan.	(4 essais.) Impond.	*Idem.*
28	*Idem.*	Pas-de-Calais.	*Idem.*	*Idem.*
Id.	P. cristallisée.	Kongsberg.	0,10	30,00
29	P. magnétique.	Foldal.	0,83	6,00
30	*Idem.*	Åreskuttan.	Impond.	3,70

NUMÉROS d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent.	TENEUR en argent exprimée en dix-milliièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
	Mispickel (fer sulfarsenié).			gr.
31	M. grenu	La Villéder	Impond.	4,00
32	*Idem*	Maupas	*Id.*	2,20
33	M. compacte	Tréguguet	*Id.*	7,00
34	M. cristallisé	Le Léder	1,20	6,00
35	M. grenu	Roure	3,70	5,35
36	*Idem*	Saxe	1,50	10,00
37	Cobalt arsenical	Challanches	0,80	8,00
38	Cobalt gris ou sulfarsénié	Suède	3,30	3,00
39	*Idem*	Tunaberg	Impond.	7,50
40	Nickel gris ou sulfarsenié	Schneeberg	0,40	8,00
	Galène (plomb sulfuré).			
41	G. grenue	Huelgoat	20,00	5,00
42	G. à grandes lames	*Idem*	3,00	5,00
43	*Idem*	Roure	3,30	6,00
44	G. antimonifère lamelleuse	Saint-Maudé	5,80	10,00
45	*Idem*	Plumelin	3,00	10,00
46	G. antimonifère fibreuse	Aulus	16,00	8,00
47	G. bacillaire	Prusse Rhénane	Impond.	8,00
48	G. compacte	Saxe	3,30	6,00
49	G. grenue, nikélifère	*Idem*	4,70	10,00
50	G. à grandes lames	Sala	86,60	1,50
51	Jamesonite (plomb sulfantimonié)	Aranydka	29,00	7,00
52	Cuivre panaché	Kaafiord	Impond.	10,00
53	Pyrite cupronikélifère	Kleva	Néant.	10,00
54	Cuivre sulfosélénié	Gîte inconnu	10,00	6,60
55	Terres noires (sulfure cupro-argentifère)	Huelgoat	440,00 590,00	2,60
	Bournonite (plomb sulfantimonié cuprifère).			
56	B. cristallisée	Oberlahr	2,50	8,00
57	B. compacte	Gîte inconnu	30,00	6,00
	Cuivre gris (sulfarsénié ou sulfantimonié.)			
58	C. arsenifère (tennantite)	Sainte-Marie-aux-Mines	95,00	6,60
59	C. arsenico-antimonifère	La Mouzaïa	15,00	6,00
60	C. antimonifère cristallisé	Kapnick	47,00	8,00
61	C. gris antimonifère, compacte	Banat	47.00	3,00
62	*Idem*	Gîte inconnu	123,00	3,00

NUMÉROS d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent	TENEUR en argent exprimée en dix-millièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
				gr.
63	Cuivre gris antimonifère, compacte.	Mexique.	20,00	6,00
64	*Idem.*	Gîte inconnu.	Impond.	8,00
65	Argent telluré.	Sibérie.	5.150,00	0,50
	Fer oxydulé.			
66	Fer à petits grains.	Dannemora.	0,31	16,00
67	*Idem.*	Aaserud.	Impond.	20,00
68	*Idem.*	Petäng.	*Idem.*	15,00
69	*Idem.*	Stenbo.	*Idem.*	26,00
70	Fer à grains moyens et un peu gros.	Rylshyttan.	1,00	25,00
71	*Idem.*	Jerna.	Impond.	23,00
72	*Idem.*	Bredjanäs.	*Idem.*	26,00
73	*Idem.*	Herrängs.	*Idem.*	25,00
74	*Idem.*	Utö.	*Idem.*	15,00
75	*Idem.*	Skäsvick.	Néant.	44,00
	Fer oligiste (peroxyde anhydre).			
76	Fer cristallisé.	Carlstad.	0,33	15,00
77	*Idem* épigénique.	Bérézow.	1,80	64 00
78	Fer feuilleté.	Pas-de-Calais.	0,06	14,00
79	Fer micacé.	Utö.	Impond.	20,00
80	Fer concrétionné.	Rancié.	Néant.	30,00
81	Fer compacte.	Béganne.	0,05	96,00
	Fer Hydroxydé.			
82	H. géodique.	Lorguenais.	Impond.	100,00
83	H. compacte.	Péaulle.	*Idem.*	27,00
84	*Idem.*	Pléchatel.	Néant.	40,00
85	H. en grains.	La Gelée.	*Idem.*	80,00
86	H. friable (terres ocreuses).	Saint-Maudé.	Impond.	3,00
87	Pyrolussite (manganèse peroxydé.)	Gîte inconnu.	*Idem.*	16,00
88	Acerdèse (manganèse hydroxydé).	*Idem.*	0,43	23,00
89	Pechblende (cuivre oxydulé)	Saxe.	Impond.	40,00
90	Cuivre oxydulé.	Sibérie.	Néant.	16,00
91	Étain oxydé.	Piriac.	Impond.	20,00
92	*Idem.*	La Villeder.	1,60	8,00
93	*Idem.*	Tréguguet.	Impond.	10,00
94	*Idem.*	Le Château-du-Gras.	*Idem.*	19,00
95	*Idem.*	Le Lédo.	Néant.	10,00
96	*Idem.*	Maupas.	Impond.	8,00

NUMÉROS d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent.	TENEUR en argent exprimée en dix-millièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
				gr.
97	Fer carbonaté.	Glénac.	0,17	35,00
98	Fer chromé.	Iles Shetland	Impond.	30,00
99	*Idem.*	Baltimore.	Néant.	35,00
100	Fer titané.	Côtes-du-Nord.	0,17	30,00
101	Fer aluminosilicaté.	Basvallon.	Impond.	70,00
102	*Idem.*	Sainte-Brigitte.	*Idem.*	50,00
103	Zinc carbonaté.	La Vieille-Montagne.	1,00	20,00
104	Zinc silicaté.	*Idem.*	Impond.	19,00
	Plomb carbonaté.			
105	P. cristallisé.	Ridderowsky.	3,65	8,00
106	P. compacte { noir.	Bérézow.	20,00	10,00
	{ blanc.		6,60	10,00
107	P. cristallisé.	Huelgoat.	0,54 0,45 0,30	9,00 15,00 8,00
108	P. concrétionné.	*Idem.*	1,00 0,28 0,25 0,45	10,00 18,00 10,00 15,00
	Plomb phosphaté.			
109	P.p. violacé.	Huelgoat.	2,00 0,26	10,00 10,00
110	P.p. gris blanchâtre.	*Idem.*	10,00	9,00
111	Schlichs plombeux (sulfurés).	Pontpéan.	5,00	10,00
112	Schlamms plombeux (sulfatés).	*Idem.*	10,00	10,00
113	Cuivre hydrosilicaté.	Canaveilles.	Impond.	21,00
114	Sel gemme.	La Meurthe.	*Idem.*	3.000,00
115	Sel marin gris.	Guérande.	*Idem.*	2.000,00
116	Eau de la mer.	Côte de Saint-Malo.	0,0001	100 kilog.
	Produits d'arts.			gr.
117	Blende sublimée, cristallisée.	Husš.	Impond.	10,00
118	Cadmie de haut-fourneau.	Le Pas.	*Idem.*	31,00
119	Blende grillée dans des fours à reverbère.	Poullaouen.	3,10	7,80
120	Résidus de fours à zinc.	*Idem.*	6,10	10,00
121	Zinc du commerce.	»	Impond.	30,00
122	Étain du commerce.	»	*Idem.*	30,00

Description des échantillons inscrits dans le tableau précédent.

N° 1. *Fer météorique*, provenant de Potosi dans la Bolivie; c'est du fer métallique presque sans mélange de substance étrangère ; 20 grammes ayant été oxydés par l'acide nitrique pur, ont donné après calcination 27 grammes de peroxyde de fer.

1 *bis*. *Pierre météorique* tombée à l'Aigle, en Normandie, département de l'Orne, le 26 août 1803, en masse grenue, grise, contenant de fines lames, d'un gris blanc, à éclat métallique, qui consistent en fer natif, probablement allié à du nickel. Les grains placés à la surface étaient couverts d'oxyde d'un jaune brunâtre. Nous avons reçu cet échantillon de M. Cordier.

2. *Bismuth natif* de Wittichen en Souabe; blanc, avec une nuance rougeâtre, doué d'un éclat métallique très-vif, en masses lamellaires, entourées de parties grenues. L'échantillon renferme un peu de baryte sulfatée d'un rouge clair.

3. *Arsenic* de Sainte-Marie-aux-Mines (Haut-Rhin); noir, terne à l'extérieur, possédant un peu d'éclat dans les cassures fraîches, d'un gris d'acier; à texture bacillaire, implanté sur du quartz blanc, compacte et caverneux.

4. *Antimoine natif* d'Allemont (Isère), d'un blanc d'étain, en petites lamelles brillantes, entre-croisées.

5. *Antimoine arsenical* d'Allemont, d'un gris d'acier, en partie grenu, en partie compacte.

6. *Antimoine sulfuré* du fourneau, près d'Angers (Maine-et-Loire); en masse bleuâtre, grenue et lamelleuse, très-brillante, sans gangue.

7. *Antimoine sulfuré* de Hongrie, lamelleux, éclatant, irisé.

8. *Molybdène sulfuré*, d'origine inconnue, d'un gris bleuâtre, lamelleux et cristallisé en tables hexagonales, qui sont disséminées au milieu d'une masse de quarz compacte, translucide.

9. *Blende* de la mine de Pontpéan, près de Rennes (Ille-et-Vilaine); en masse d'un brun jaunâtre, translucide et très-brillante, lamelleuse, offrant les clivages dodécaédriques du zinc sulfuré cristallisé. C'est cette variété qui accompagne ordinairement les minerais de plomb, et à Pontpéan elle est fréquemment associée à la galène; mais dans l'échantillon que nous décrivons, il n'y avait pas de galène. D'ailleurs nous ferons observer d'une manière générale que tous les échantillons dans lesquels nous ne mentionnerons pas spécialement la présence de la galène n'en contenaient pas de discernable ni à l'œil nu, ni à la loupe; car nous les avons tous soumis à un examen scrupuleux.

10. *Blende fibreuse* de la mine de Pontpéan; d'un brun foncé, ordinairement un peu terne à la surface lorsqu'elle est exposée depuis longtemps à l'air humide, à cassure inégale; caractérisée par sa structure fibreuse et rayonnée, ainsi que par sa tendance à la disposition globulaire. Elle offre en quelques points une apparence de lamellosité, mais faiblement marquée. Elle n'est point habituellement mélangée de gangue, ni entremêlée avec la galène, mais elle paraît former des veines à part. Néanmoins à l'intérieur de quelques rognons on remarque des noyaux de plomb sulfuré à grandes lames cubiques très-régulières. Cette blende paraît être plus abondante à Pontpéan que la variété lamelleuse, du moins on la rencontre en beaucoup plus grande quantité parmi les déblais de l'ancienne exploitation; elle est remarquable par la présence du cadmium, dont elle renferme

près d'un demi-centième, et par sa teneur en argent qui est ordinairement comprise entre 0,0014 et 0,0025 : six échantillons que nous avons essayés ont fourni des résultats variant entre ces deux limites (*voir* la composition chimique de la variété lamelleuse dans la seconde partie de ce mémoire).

11. *Blende compacte* de la mine de Poullaouen (Finistère), d'un brun foncé, opaque, sans éclat, à cassure inégale; douée d'un aspect résineux, offrant en quelques points une faible indication de lamellosité; elle est accompagnée de quartz cristallisé en prisme, avec pointement pyramidal, sans aucune trace de galène. La richesse moyenne de la blende de Poullaouen est beaucoup inférieure à celle du présent échantillon et ne surpasse pas 0,0004 : on voit combien sont susceptibles de varier les teneurs en argent d'un même minéral dans une même mine.

12-13. *Blende d'Huelgoat* (Finistère); deux échantillons analogues de blende brune à petites lames, non accompagnée de galène : l'échantillon le plus pauvre possède à peu près la teneur moyenne de la blende de la mine d'Huelgoat.

14. *Blende* de Renneville (Manche), d'un brun foncé, à lames moyennes.

15. *Blende* de Poyet (Loire); à grandes lames, très-brillantes, enchâssées au milieu d'une masse de quartz gris blanchâtre, hyalin et compacte.

16. *Blende cadmifère* de Pzibram, en Bohême; en masse bacillaire, brillante, dont certaines parties sont d'un brun rougeâtre, et d'autres d'un brun très-foncé, tirant sur le noir : elle offre des zones superposées, d'un aspect différent; la zone supérieure avec laquelle on a fait le premier essai est à grandes facettes, allongées dans le sens des fibres;

la zone inférieure, qui a fourni la matière du second essai, est plus fibreuse, à facettes plus étroites, moins nettes, et d'une couleur plus foncée; elle a quelque analogie avec la blende fibreuse de Pont-péan : du reste, les deux zones sont cadmifères.

17. *Blende* de Hongrie; d'un brun jaunâtre, translucide, à grandes lames; elle forme des nids enveloppés de quartz hyalin prismopyramidé et de spath calcaire transparent, rhomboédrique.

18. *Blende* de Saxe; en masse transparente, d'un jaune clair, accompagnée de galène à grandes lames.

19. *Blende* de Kongsberg, en Norwège; tout à fait transparente, d'un jaune très-clair, à larges lames, formant des noyaux cristallins au milieu d'une masse de quartz hyalin, accompagné d'un peu de chaux fluatée violette.

20. *Blende* de Falun, en Suède; brune, à petites lames, très-brillante.

21. *Blende* de Sala, en Suède; noire, à lames moyennes, accompagnée d'un peu de chaux carbonatée.

22. *Blende* de Tunaberg, en Suède; d'un brun noirâtre, à grandes lames.

23. *Manganèse sulfuré* de Transylvanie; lamelleux, noir à la surface et gris dans les cassures fraîches; il est accompagné de manganèse carbonaté rose, à très-petites lames.

24. *Pyrite de fer* de la mine d'Huelgoat, jaune, grenue et cristalline, sans altération.

25. *Pyrite* d'Huelgoat; autre échantillon, commençant à s'effleurir.

Ces deux échantillons proviennent des niveaux supérieurs de la mine; d'après des essais faits à l'établissement de Poullaouen, il paraîtrait qu'au-dessous des parties du filon d'Huelgoat qui ren-

ferment des ocres argentifères ; les pyrites ne contiennent ordinairement que des traces d'argent, tandis qu'elles sont notablement argentifères dans les niveaux supérieurs ; bien qu'offrant de très-grandes variations dans leur teneur.

26. *Pyrite* de Lanvaux (Morbihan) ; en masse compacte, d'un blanc jaunâtre.

27. *Pyrites jaunes* de la mine de Pontpéan ; on en a essayé quatre échantillons différents dans chacun desquels on n'observait pas la plus légère trace de galène : l'un était grenu ; deux étaient fibreux, offrant des couches concentriques ; le quatrième était cristallisé en dodécaèdre pentagonal.

28. *Pyrite jaune* du Pas-de-Calais ; formant un rognon cylindroïde, à texture fibreuse et sub-lamellaire ; les fibres rayonnent à partir de l'axe du rognon, et leurs extrémités offrent une apparence cristalline.

28 bis. *Pyrite jaune* de la mine de Kongsberg, en Norwége ; en masse grenue et offrant à la périphérie des pointements en forme de trapézoèdre ; elle est mélangée de quartz blanc, compacte et prismopyramidé.

29. *Pyrite magnétique* de Foldal, aux environs de Röraas, en Norwége ; brune, en masse, grenue, très-attirable au barreau aimanté.

30. *Pyrite magnétique* d'Åreskuttan, province de Jemtland, en Suède ; brune, en masse compacte, accompagnée d'un peu de quartz ; elle agit plus faiblement que la précédente sur l'aiguille aimantée.

31 et 32. *Mispickels* de la Villeder et Maupas (Morbihan) ; deux échantillons semblables, en masse grenue, formée de rudiments cristallins.

33. *Mispickel* de Treguguet (Morbihan) ; en masse compacte, d'un gris bleuâtre.

34. *Mispickel* du Lédo (Morbihan); en petits grains cristallins, irisés, forment une veinule au milieu du quartz; dans le même échantillon on voit quelques noyaux d'étain oxydé. D'ailleurs les quatre échantillons 31-34 proviennent de gîtes stannifères situés sur une même zone.

35. *Mispickel* de la mine de Roure, près de Pontgibaud (Puy-de-Dôme); d'un gris bleuâtre, en masse grenue, accompagnée d'une gangue quartzeuse.

36. *Mispickel* de la Saxe; grenu, d'un gris blanchâtre, sans gangue.

37. *Cobalt arsenical* de Challanches (Isère); d'un gris d'acier, en masse compacte et grenue, associé à une gangue de quartz prismopyramidé et de baryte sulfatée prismatique.

38. *Cobalt gris* de la Suède; en noyaux compactes, accompagnés de pyrite cuivreuse et disséminés au milieu d'une masse d'amphibole verdâtre et de lames feldspathiques d'un gris bleuâtre.

39. *Cobalt gris* de Tunaberg, en Suède; en noyaux présentant des faces cristallines et contenant parfois à l'intérieur des grains de pyrite cuivreuse.

40. *Nickel gris* de Schneeberg, en Saxe; d'un gris d'acier, en masse compacte et grenue, présentant des druses à l'intérieur desquelles on voit de petits cristaux de quartz prismopyramidés.

41. *Galène* d'Huelgoat; en masse grenue et à très-fines lamelles entre-croisées.

42. *Idem;* à larges facettes, cristallisée en gros octaèdres réguliers, dont la surface est recouverte d'une pellicule de pyrite de fer. La teneur moyenne de la galène d'Huelgoat est de 0,0012; les deux échantillons inscrits ici paraissent correspondre

aux deux extrêmes des teneurs que peut offrir la galène de cette mine.

43. *Galène* de Roure, près de Pontgibaud (Puy-de-Dôme) ; à grandes lames cubiques.

44. *Galène antimonifère* de la mine de Saint-Maudé, près de Baud (Morbihan) ; à facettes moyennes, un peu courbes, ayant l'aspect strié, qui est propre aux galènes antimoniales, et en effet elle contient de l'antimoine en quantité notable.

45. *Galène antimonifère* de Plumelin, près de Locminé (Morbihan) ; elle offre les mêmes caractères que la précédente.

46. *Galène antimonifère* d'Aulus (Ariége) ; en masse fibreuse.

47. *Galène* de la Prusse Rhénane ; sous forme de baguettes prismatiques, accolées en faisceau, offrant deux clivages rectangulaires longitudinaux et un clivage perpendiculaire à l'axe des prismes : elle est remarquable par son excessive pauvreté ; la paillette d'argent qu'elle laisse sur la coupelle est à peine visible. Cet échantillon nous a été donné par M. Piot, ingénieur des mines.

48. *Galène* de Saxe ; en masse compacte, ou à grains excessivement fins.

49. *Plomb sulfuré nickélifère* de Saxe ; en masse grenue, d'un gris foncé, n'offrant aucun des caractères extérieurs de la galène. Ce minéral, chauffé au chalumeau avec du carbonate de soude, donne un bouton de plomb ; si on le traite par l'acide nitrique, il se produit un dépôt abondant de sulfate de plomb, et l'on obtient une dissolution verte, contenant du nickel : l'essai au chalumeau n'y décèle pas de trace de cobalt : jusqu'à présent on n'avait pas encore signalé l'association du sulfure de nickel avec le sulfure de plomb.

L'échantillon est mélangé d'un peu de quartz et traversé par deux filets minces qui contiennent du cuivre pyriteux avec de petites lames de galène cubique.

50. *Galène* de Sala, en Suède; à lames cubiques, très-régulières et très-brillantes, ayant plusieurs centimètres de largeur : bien que cette galène soit très-riche en argent, elle paraît être d'une grande pureté; on n'y remarque aucune trace de sulfure étranger. Elle est accompagnée d'un peu de spath calcaire blanc et recouvre une masse d'actinote verte, fasciculée ; elle a été prise dans la mine de Sala au niveau de 190 mètres.

51. *Jamesonite* d'Aranydka; en masse fibreuse, d'un gris bleuâtre, mélangée d'une gangue de quartz blanc, compacte.

52. *Cuivre panaché* des mines de Kaafiord, au fond du golfe d'Alten, en Norwège; en masse compacte, brillante, d'un jaune verdâtre, irisée à la surface.

53. *Pyrite cupronickélifère* de Kléva, en Smålande (province de Suède); analogue à la pyrite ordinaire, en masse compacte d'un gris jaunâtre : elle renferme seulement 2 à 3 p. o/o de nickel et 4 à 5 p. o/o de cuivre : c'est un minéral assez abondant pour être l'objet d'une exploitation.

54. *Cuivre sulfosélénié*, d'origine inconnue; en masse compacte, d'une teinte violacée, ressemblant un peu à certaines espèces de cuivre panaché; il est accompagné de blende noire à grandes lames et entremêlé de veinules de cuivre carbonaté vert, à texture fibreuse. Au chalumeau, il fond en répandant l'odeur de raves qui est caractéristique du sélénium.

55. *Terres noires cupro-argentifères* de la

mine d'Huelgoat; ce sont des matières peu consistantes, en voie de décomposition, provenant des niveaux supérieurs de la mine, qui contiennent les terres rouges, ocreuses, riches en argent; elles tachent les doigts, leur couleur est d'un noir foncé. Ces matières doivent leur grande richesse en argent à une substance grise, grenue ou plutôt à petites lames, qui paraît être un sulfure multiple contenant du cuivre, de l'argent et du plomb; mais l'impossibilité de séparer complétement par lavage cette substance remarquable des matières étrangères qui l'accompagnent nous a empêché d'en déterminer quantitativement la composition : toutefois elle doit contenir, à l'état de pureté, beaucoup plus de 6 p. o/o d'argent, et même, à l'usine de Poullaouen, on en a essayé des échantillons dont la teneur s'élevait à 12 p. o/o. Elle est mélangée de carbonate de cuivre vert et bleu, provenant de la décomposition de la matière, de carbonate et sulfate de plomb, de pyrite de fer jaune, cristalline, de blende brune à petites lames et souvent aussi d'un peu de galène : on y remarque en outre du quartz hyalin en cristaux prismopyramidés, souvent en masses fasciculées et du quartz compacte. Ces terres noires sont donc des mélanges très-complexes : en les faisant digérer avec l'ammoniaque, nous avons constaté qu'elles ne contiennent pas de chlorure d'argent. Si on les traite par de l'acide acétique, on dissout les carbonates de plomb et de cuivre avec un peu de sulfate; l'on dissout en même temps une très-petite quantité d'argent, qui s'y trouve probablement à l'état de carbonate. Le résidu renferme du sulfate de plomb que l'on sépare à l'aide d'acétate et de sulfate d'ammoniac;

il reste alors un mélange de gangue quartzeuse, de grains pyriteux et de petites lamelles grises, que l'on ne peut isoler qu'imparfaitement par lavage. Si on les traite par l'acide nitrique, il y a une vive effervescence, il se dissout du cuivre, de l'argent et du plomb.

56. *Bournonite* d'Oberlahr; d'un gris de fer, en cristaux aplatis, se rapportant au prisme rhomboïdal droit.

57. *Bournonite*, d'origine inconnue; en masse compacte, d'un gris bleuâtre.

58. *Cuivre gris arsénifère* de Sainte-Marie-aux-Mines (Haut-Rhin); en masse compacte, d'un gris foncé, à cassure inégale, traversée par des veines siliceuses, à l'intérieur desquelles on remarque de petits cristaux de quartz. Ce minerai contient, outre l'arsenic, un peu d'antimoine.

59. *Cuivre gris arsénio-antimonifère* de la Mouzaïa (Algérie); en masse compacte, d'un gris foncé, offrant des parties lamelleuses et des rudiments de cristaux; il est terne dans les surfaces exposées à l'air, il est plus brillant et d'une teinte plus claire dans les cassures fraîches. La gangue de l'échantillon est de la baryte sulfatée à petites lames.

Un échantillon de minerai de la Mouzaïa a déjà été essayé pour argent par M. Berthier, qui y a trouvé une teneur de 0,0008 (Annales des mines, 3e série, t. XIX, p. 697); sa richesse en argent paraît donc être variable. M. Ebelmen, qui en a fait l'analyse complète (Annales des mines, 4e série, t. XI, p. 47), y a reconnu 14,77 p. 100 d'antimoine et 9,12 d'arsenic, de façon que ce minéral est intermédiaire entre les cuivres gris arsé-

nifères (tennantites) et les cuivres gris antimonifères (fahlerz ou panabases).

60. *Cuivre gris antimonifère* de Kapnick, en Transylvanie; l'échantillon offre une cristallisation un peu compliquée : on y voit des tétraèdres dont chaque arête a été remplacée par un biseau, et chaque angle par un pointement à six faces. La surface extérieure des cristaux est d'un noir brunâtre, mais ils sont d'un gris foncé dans les cassures. Ils sont accompagnés de blende lamelleuse, jaunâtre, et tapissent une masse de quartz blanc carié.

61. *Cuivre gris antimonifère* du Banat; en masse compacte, d'un gris de plomb, à cassure conchoïde, d'un aspect résineux; il est divisé par des fissures, à l'intérieur desquelles se trouve du cuivre arséniaté bleu et vert, qui est un produit d'altération.

62. *Cuivre gris antimonifère* d'origine inconnue; compacte, d'un gris de plomb, accompagné d'une gangue de quartz et de schiste argileux noir.

63. *Cuivre gris antimonifère* du Mexique; en masse compacte, à cassure conchoïde, sans gangue.

64. *Cuivre gris antimonifère* provenant de la collection du Muséum d'histoire naturelle de Paris, offrant les mêmes caractères que le précédent.

65. *Argent telluré* de Sibérie; remarquable par sa pureté : les essais analytiques n'y ont fait découvrir aucune trace de métaux, ni de gazolites étrangers, ni de gangues. Sa densité déterminée à + 15°,0 est de 8,071 ; il contient 48,50 de tellure et 51,50 d'argent : sa composition s'exprime très-

exactement par une des deux formules suivantes T^3Ag^2 ou $TAg + T^2Ag$; on voit qu'il diffère du tellurure d'argent analysé par M. G. Rose, et dont la formule est TAg; ainsi, ce serait une espèce nouvelle. L'échantillon offre une masse de gros grains juxtaposés, dont quelques-uns ont l'aspect de polyèdres réguliers, un peu arrondis sur les angles et paraissant dériver du système cubique. Ils sont éclatants dans les cassures récentes et deviennent ternes par leur exposition à l'air. Leur couleur est d'un gris bleuâtre et se rapproche un peu de celle de la galène; mais elle est un peu plus claire. Ce minéral donne au chalumeau les réactions du tellure et laisse un bouton d'argent. Dans l'échantillon que nous décrivons, il est accompagné de quelques grains pétrosiliceux, et au milieu s'entremêlent des prismes déliés d'émeraude verte, diaphane et brillante.

66. *Fer oxydulé* de Danémora, en Suède; en masse grenue et presque compacte, d'un gris foncé.

67. *Fer oxydulé* d'Aaserud, près Drammen, en Norwège; mêmes caractères que le précédent; il est traversé par un filet mince de chaux carbonatée.

68. *Fer oxydulé* de Pétäng, en Suède; employé à la fonderie de canons de Finspång, en masse à très-petits grains.

69. *Fer oxydulé* de Stenbo, en Suède; employé à la fonderie de canons de Stafsyö, à texture un peu schisteuse, à petits grains entremêlés d'aiguilles amphiboliques verdâtres.

70. *Fer oxydulé* de Rylshyttan, en Suède; à grains un peu gros, mélangés de lames fibreuses

d'amphibole verte; on y voit ça et là des mouches de pyrite de fer jaune.

71. *Fer oxydulé* d'Ierna, en Suède; en masse friable, composée de grains cristallins de la grosseur d'un petit pois, entre lesquels on observe ça et là des particules de quartz hyalin. Le minerai est fort riche et rend à l'essai plus de 60 p. 100 de fonte.

72. *Fer oxydulé* de Bredjanäs, en Suède; employé à la fonderie de canons d'Åker; en masse à gros grains entremêlés de lames de chaux carbonatée.

73. *Fer oxydulé* de Herrängs, en Suède; à grains moyens et un peu gros, presque sans gangue, présentant seulement des mouches de pyrite de fer.

74. *Fer oxydulé* d'Utö, en Suède; à grains petits et moyens, cristallisés en octaèdres; il offre de petits filets de quartz et d'autres filets de spath calcaire blanc.

75. *Fer oxydulé* de Skäsvick, près de Tunaberg, en Suède; presque pur, à grains un peu gros, accompagnés de quelques lames d'amphibole.

76. *Fer oligiste* de la mine de Carlstad, près Krageröe, en Norwège; à grains cristallins, un peu gros et sublamelleux, d'un gris bleuâtre, légèrement magnétique, comme le sont d'ailleurs presque tous les fers oligistes, même ceux à texture compacte.

77. *Fer oligiste* de Bérézow, en Sibérie; en gros cristaux cubiques, très-réguliers, ayant 2 centimètres de largeur, striés sur leurs faces parallèlement aux arêtes; il est évident que le fer oligiste s'est substitué à de la pyrite de fer; la poussière

est rouge et la texture grenue. L'argent contenu dans ce minéral est aurifère.

78. *Fer oligiste* du Pas-de-Calais; en masse lamelleuse, bleuâtre.

79. *Fer oligiste micacé* de l'île d'Utö, en Suède; en masse schisteuse, composée de très-petits feuillets ou écailles brillantes de peroxyde de fer, qui alternent avec des filets quartzeux très-minces.

80. *Fer oligiste* des mines de Rancié, près de Vicdessos (Ariége); d'un rouge brunâtre, en masse réniforme et en stalactites à texture fibreuse.

81. *Fer oligiste* de Béganne (Morbihan); en masse compacte.

82. *Fer hydroxydé* de Lorguenais, près de Bruz (Ille-et-Vilaine); d'un jaune brunâtre, en masse géodique, à texture compacte, tenant environ 30 p. 100 de fer : il provient d'un dépôt de transport tertiaire, argilo-sableux et graveleux.

83. *Fer hydroxydé* de Péaulle (Morbihan); en masse compacte, accompagnée de grenats bruns, assez riches en oxyde de fer pour constituer un minerai exploitable : l'hydrate d'oxyde de fer se trouve dans les parties supérieures du gîte, et paraît provenir de la décomposition des grenats.

84. *Fer hydroxydé* de la minière de la Renoulais, en Pléchatel (Ille-et-Vilaine); en masse concrétionnée d'un jaune brunâtre; le minerai forme un amas interposé dans le terrain de transition.

85. *Fer hydroxydé* de la minière de la Gelée, employé à l'usine de Paimpont (Ille-et-Vilaine); en masse concrétionnée, oolitique, provenant d'un dépôt tertiaire.

86. *Terres ocreuses* de la mine de Saint-Maudé (Morbihan); elles forment la partie supérieure du

filon de galène argentifère; elles consistent en une hématite d'un brun jaunâtre, concrétionnée, mélangée de silice translucide, stalactiforme; elles sont plus dures et moins friables que les terres rouges argentifères de la mine d'Huelgoat; d'ailleurs elles paraissent être fort pauvres en argent.

87. *Pyrolussite* d'origine inconnue; en masse d'un gris noirâtre, composée de fibres lamelleuses, prismatiques, très-brillantes, offrant une cristallisation imparfaite.

88. Acerdèse ou manganèse hydroxydé($mn^2o^3 +$ Aq); d'un gris de fer, offrant une masse de petits cristaux prismatiques.

89. *Pechblende* de Saxe, compacte, noire, brillante, d'un aspect résineux, à cassure conchoïde, traversée par des lames et filets de chaux carbonatée.

90. *Cuivre oxydulé* de Tourinski, en Sibérie; d'un rouge cochenille, en grains cristallins, formant une croûte qui recouvre du peroxyde de fer hydraté, compacte, mélangé lui-même d'un peu d'oxyde de cuivre.

91. *Etain oxydé* de Piriac (Loire-Inférieure); en gros noyaux d'un beau noir, offrant des indications de clivages.

92. *Étain oxydé* de la Villeder (Morbihan); cristallisé en prisme quadrangulaire à base carrée, terminé par un pointement octaédrique; la gangue est du quartz blanc.

93-94. *Étain oxydé* de Trégugnet et du Château-du-Gras (Morbihan); les deux échantillons ont la forme de gros noyaux cristallins, enchâssés dans du quartz.

95. *Étain oxydé* du Lédo; en noyaux bruns

disséminés au milieu d'un granite à grains moyens, avec mica blanc; le minerai est accompagné de quartz hyalin et d'émeraude blanche translucide.

96. *Étain oxydé* de Maupas (Morbihan); mêmes caractères que l'échantillon n° 92. Les cinq échantillons 92-96 proviennent d'une même zone stannifère située à la séparation du granite et du schiste, sur la rive gauche de l'Oust, un peu en aval de Josselin.

97. *Fer carbonaté* de la minière de Glénac (Morbihan), désigné par les mineurs bretons sous le nom de *blandon;* d'un gris blanchâtre, à très-petits grains cristallins, formant des masses réniformes qui, ordinairement, sont entourées d'une croûte de fer hydroxydé.

98. *Fer chromé* des îles Shetland; compacte, d'un noir grisâtre, à éclat gras, associé à une gangue serpentineuse.

99. *Fer chromé* de Baltimore; en masse noire, à cassure inégale, accompagné de feuillets de mica blanc.

100. *Fer titané* des Côtes-du-Nord; sous forme de petits grains noirs, attirables au barreau aimanté.

101. *Fer aluminosilicaté* de la minière du Basvallon (Côtes-du-Nord); employé à l'usine à fer du Pas : c'est un minerai fortement magnétique, d'un gris verdâtre foncé, en masse compacte, entremêlée de petits grains octaédriques de fer oxydulé.

102. *Fer aluminosilicaté* de la minière de Sainte-Brigitte (Morbihan), employé à l'usine des Salles; mêmes caractères que le précédent.

103. *Zinc carbonaté* de la Vieille-Montagne, près d'Aix-la-Chapelle; en petits cristaux rhom-

boèdriques tapissant des géodes; la masse adjacente est grenue et composée du même minéral.

104. *Zinc silicaté* de la Vieille-Montagne; en masse lamelleuse, offrant dans des druses des cristaux blancs prismatiques, surmontés d'un pointement.

105. *Plomb carbonaté* de Ridderowsky, en Sibérie; sous forme de gros cristaux prismatiques blancs, à éclat adamantin, sans mélange de matière noire.

106. *Plomb carbonaté* de Bérézow, en Sibérie; en masse compacte, d'un gris noirâtre, à cassure vitreuse, contenant interposés des noyaux demi-transparents de plomb carbonaté blanc : la première de ces deux variétés est trois fois plus riche en argent; elle doit sa coloration et l'élévation de sa teneur à une petite quantité de sulfure argentifère, ainsi que M. Fournet l'a constaté chez certains plombs carbonatés noirs.

107. *Plomb carbonaté* de la mine d'Huelgoat; nous en avons essayé trois échantillons transparents, d'un blanc parfait, sans aucun mélange étranger, qui étaient cristallisés sous forme de prisme rhomboïdal.

108. *Plomb carbonaté concrétionné* de la mine d'Huelgoat; nous en avons essayé quatre échantillons à peu près semblables, paraissant beaucoup moins purs que les précédents; ils sont d'un gris blanc et gris jaunâtre, en masses mamelonnées, formées de fibres divergentes, et présentent des cavités sur les parois desquelles on remarque une pellicule de pyrite de fer à grains cristallins très-ténus. La gangue qui accompagne ces échantillons est du quartz mélangé de galène et de blende brune à petites lames.

109. *Plomb phosphaté* de la mine d'Huelgoat; nous en avons essayé deux échantillons d'une couleur violacée, cristallisés en prisme hexagonal régulier; ils sont à peu près purs et donnent au chalumeau un bouton polyédrique à facettes très-régulières.

110. *Plomb phosphaté* de la mine d'Huelgoat; cristallisé en prisme hexagonal, comme les deux échantillons précédents; mais il en diffère par l'association d'une certaine quantité de plomb carbonaté; il est demi-transparent, d'un gris blanchâtre. A chaud, il fait effervescence avec l'acide nitrique et le gaz qui se dégage est de l'acide carbonique; car il précipite l'eau de baryte. Néanmoins, si l'on chauffe ce minéral au chalumeau, on obtient un globule qui offre encore des facettes, à la vérité, moins nettes que si l'on opère sur du phosphate de plomb pur. On voit cependant que la présence de carbonate de plomb, en quantité notable, ne détruit pas les caractères distinctifs manifestés par le chalumeau.

111. *Schlichs plombeux sulfurés* de la mine de Pontpéan, obtenus par le lavage des résidus de l'ancienne exploitation; ils sont sous forme de grains cristallins, dans lesquels on distingue de petits cubes de galène, des grains de pyrite de fer et de blende. Cet échantillon, essayé pour plomb avec du carbonate de soude et du fer métallique en petits clous, a rendu 44 p. 100 de plomb.

112. *Schlamms plombeux sulfatés*, provenant aussi du lavage des résidus de la mine de Pontpéan; ils ressemblent à du limon d'un gris blanchâtre; ils diffèrent chimiquement des schlichs précédents, en ce qu'ils sont formés principale-

ment de sulfate de plomb; ils sont moins riches en plomb, mais ils contiennent deux fois plus d'argent.

113. *Cuivre hydrosilicaté* de la mine de Canaveilles (Pyrénées-Orientales); en masse verte, mamelonnée, mélangée d'une grande quantité de peroxyde de fer hydraté : cet échantillon nous a été donné par M. Paillette, qui a dirigé les travaux de cette mine.

114. *Sel gemme* des mines du département de la Meurthe; en masse lamelleuse, incolore et transparente, sans mélange de matière étrangère. L'échantillon sur lequel nous avons opéré, nous a été envoyé de Nancy par M. du Haldat.

115. *Sel marin* des marais salants de Guérande; en gros grains grisâtres, cristallins : c'est le sel gris du commerce, provenant directement des marais, n'ayant subi aucune purification.

116. *Eau de la mer* prise à plusieurs kilomètres de distance de la côte, aux environs de Saint-Malo.

PRODUITS D'ART.

117. *Blende sublimée* de l'usine d'Husâ, où on élabore les minerais de cuivre d'Åreskuttan; elle est noire, brillante, à très-grandes lames entre-croisées, paraissant offrir le même système de cristallisation et de clivage que la blende naturelle; elle s'était déposée sur les parois du fourneau où l'on fond la pyrite cuivreuse.

118. *Cadmie* du haut-fourneau du Pas, près de Quintin (Côtes-du-Nord); elle forme une plaque épaisse d'environ 2 centimètres, qui s'était déposée à l'intérieur du haut-fourneau, dans la partie supérieure de la cuve. Elle est à

texture compacte, et montre dans la cassure une succession de couches épaisses d'environ un millimètre, et qui sont colorées de teintes diverses variant du gris foncé au jaune verdâtre. Les minerais que l'on fond dans cette usine (fer aluminosilicaté du Basvallon) nous ayant donné à l'essai un petit bouton d'argent, la cadmie devait nécessairement être argentifère.

119. *Blende* grillée à l'usine de Poullaouen; cette blende, obtenue sous forme de schlich par le lavage des minerais d'Huelgoat, avait été grillée dans un four à réverbère, pour qu'on pût ensuite en extraire le zinc par distillation avec du charbon.

120. *Résidus des fours à zinc* de Poullaouen; provenant du traitement de la blende grillée, dont on a extrait une partie du zinc par distillation; la richesse en argent de cette matière est deux fois plus grande que celle de la blende grillée, mais il y reste encore une grande partie du zinc que renfermait la blende.

2e TABLEAU. *Essais pour argent exécutés sur des échantillons multiples.*

Numeros d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent.	TENEUR en argent exprimée en dix-millièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
1	Blende.	Département de la Loire.	4,40	gr. 6,10
	Galène.		2,80	6,00
2	Blende.	Poullaouen.	10,00	1,00
	Galène.		2,80	7,00
3	Blende.	*Idem.*	8,30	6,00
	Galène.		0,80	5,00
4	Blende.	Huelgoat.	3,50	5,00
	Galène.		8,50	6,00
5	Blende.	*Idem.*	1,26	7,00
	Galène.		11,60	6,70
6	Blende.	*Idem.*	20,00	4,35
	Galène.		19,00	5,30
	Plomb carbonaté.		2,30	5,50
7	Cuivre pyriteux.	*Idem.*	4,50	11,00
	Galène.		23,20	2,00
8	Cuivre pyriteux.	*Idem,*	1,00	7,50
	Galène.		7,10	7,00
9	Cuivre panaché.	*Idem.*	2,50	4,00
	Galène.		5,00	6,00
10	Blende lamelleuse.	Caran.	1,14	9,00
	Pyrite de fer.		Impond.	5,00
	Galène.		1,39	4,00
11	Blende fibreuse.	*Idem.*	3,84	8,00
	Pyrite.		Impond.	5,00
	Galène.		2,67	9,00
12	Blende lamelleuse.	Pontpéan.	4,80	2,45
	Blende fibreuse.		3,20	6,20
	Pyrite de fer.		2,20	4,40
	Galène.		8,30	1,25
13	Blende.	Maupas.	Impond.	2,60
	Mispickel.		*Idem.*	7,00
	Etain oxydé.		7,7	1,30
14	Blende.	Radna.	Impond.	1,00
	Pyrite de fer.		2,40	15,00
	Galène.		3,50	1,00
15	Blende.	Transylvanie.	88,00	4,00
	Pyrite de fer.		5,10	10,00
	Galène.		90,00	1,00

Numéros d'ordre.	MINÉRAUX.	LOCALITÉS d'où ils proviennent.	TENEUR en argent exprimée en dix-millièmes.	QUANTITÉ de matière essayée exprimée en gramm.
16	Sulfure plombo-argentifère.	Freyberg.	3150,00	gr. 9,40
	Galène.		250,00	0,40
17	Blende.	Saxe.	10,61	7,70
	Pyrite de fer.		0,81	7,60
	Mispickel cristallisé.		3,80	5,00
	Mispickel compacte.		1,30	7,50
	Galène.		41,20	2,90
18	Arsenic natif.	Saxe.	47,70	4,50
	Galène.		14,30	6,00
19	Bismuth natif.	Saxe.	0,80	8,15
	Cobalt arsenical.		1,04	9,60
20	Antimoine sulfuré.	Braunsdorf.	3,80	2,60
	Haidingérite.		3,40	4,40
21	Blende.	Falun.	20,00	5,00
	Pyrite de fer.		3,60	2,80
	Galène.		33,00	2,70
22	Pyrite magnétique.	*Idem.*	4,10	2,90
	Pyrite cuivreuse.		4,50	3,30
	Galène.		18,00	0,80
23	Cuivre panaché.	Tunaberg.	3,00	2,00
	Galène.		1,50	0,80
24	Blende.	Tunaberg.	Impond.	0,60
	Pyrite blanche.		2,00	2,50
	Cuivre panaché.		Impond.	4,40
	Galène.		3,00	2,50
25	Blende lamelleuse.	Rylsbyttan.	Impond.	7,00
	Galène.		6,20	1,00
26	Blende lamelleuse.	Areskuttan.	Impond.	2,00
	Cuivre panaché.		*Idem.*	2,50
27	Cuivre panaché.	Suède.	0,12	4,30
	Fer oxydulé.		Impond.	4,00
28	Blende.	Conerud.	Impond.	4,00
	Cuivre pyriteux.		*Idem.*	3,70
29	Pyrite magnétique.	Skutterud.	0,83	6,00
	Pyrite cuivreuse.		Impond.	1,00
30	Pyrite magnétique.	Grössli.	*Idem.*	4,00
	Pyrite cuprifère.		*Idem.*	5,00
31	Pyrite cuivreuse.	Espédalen.	*Idem.*	1,00
	Pyrite nickélifère.		Néant.	1,00
32	Plomb sulfosélénié.	Bérézow.	17,00	2,00
	Galène.		12,00	3,00
	Plomb carbonaté noir.		32,00	7,40

Description des échantillons inscrits dans le second tableau.

N° 1. *Blende et galène* du département de la Loire; la blende est d'un gris bleuâtre, opaque, terne, sublamelleuse et en partie compacte, à cassure inégale; elle est accompagnée de galène à grandes lames et de quartz hyalin, prismopyramidé.

2. *Blende et galène* de Poullaoen; la blende est brune, faiblement translucide, à lames moyennes, de même que la galène; il y a aussi dans l'échantillon de la pyrite de fer qu'on n'a pas essayée. Elle forme des bandes concentriques à texture rayonnée, dont les fibres se terminent par des pointements cristallins ayant généralement la forme de cubes. Ces trois sulfures semblent servir de ciment à une masse de fragments de quartz et de schiste argileux, disposition qui est assez fréquente dans la mine de Poullaouen.

3. *Blende de galène* de Poullaouen; blende brune, presque compacte, accompagnée de galène à lames un peu grandes et formant des nids au milieu du quartz.

4. *Blende et galène* d'Huelgoat; blende d'un brun jaunâtre, à lames moyennes, accompagnée de galène cristallisée en gros octaèdres réguliers; ces deux sulfures forment des bandes qui recouvrent les deux faces d'une veine de quartz hyalin, cristallisé en prisme hexagonal.

5. *Blende et galène* d'Huelgoat; blende à grandes lames; translucide brune et jaunâtre, accompagnée de galène à lames moyennes; la gangue est du schiste argileux et du quartz gris-blanc.

6. *Blende, galène et plomb carbonaté* d'Huelgoat; l'échantillon offre des nids de blende brune, brillante, à petites lames, entourée de galène aussi à petites lames; le tout est recouvert d'une masse mamelonnée et bacillaire de plomb carbonaté blanc, concrétionné, offrant çà et là des cristaux prismatiques.

7. *Cuivre pyriteux et galène* d'Huelgoat; le cuivre pyriteux est d'un jaune vert, compacte, en nodules accompagnés de galène à petites lames.

8. *Cuivre pyriteux et galène* d'Huelgoat; l'échantillon offre de gros noyaux cubiques de galène, dont quelques-uns, au lieu d'être lamelleux, ont une cassure grenue; les angles de plusieurs de ces cubes sont formés de pyrite cuivreuse qni pénètre sous forme de petits filets à l'intérieur des noyaux où elle semble s'être substituée à la galène. Cette pyrite est irisée à la surface et accompagnée de blende brune, mais en trop petite quantité pour qu'on pût en faire l'essai. Les groupes que forment ces sulfures sont divisées par des fissures remplies de quartz blanc analogue à celui qui forme la masse environnante.

6. *Cuivre panaché et galène* d'Huelgoat; on voit dans cet échantillon une veinule de galène, à petites lames entre-croisées, traverser une masse de cuivre panaché irisé, jaune, rouge et violet, accompagné de quartz blanc, caverneux.

10. *Blende, pyrite et galène* de Caran; cet échantillon, qui nous a été présenté comme ayant été recueilli dans le creusement d'un puits, au village de Caran, à près de 3 kilomètres au Sud de la mine de Pontpéan, paraît provenir du même filon; il consiste en une masse sphéroïdale d'environ 15 centimètres de diamètre, qui offre un noyau

central composé de très-grosses lames cubiques de galène et enveloppé d'une couche de blende brune à lames moyennes; la périphérie est recouverte d'une croûte mince de pyrite de fer en grains cristallins.

11. *Blende, pyrite et galène* de Caran; ce second échantillon provient de la même localité, et offre une disposition tout à fait semblable : seulement la blende y est plutôt fibreuse que lamelleuse.

12. *Blende, pyrite et galène* de l'ancienne mine de Pontpéan; cet échantillon consiste en une masse mamelonnée, à l'intérieur de laquelle se trouvent de petits nids de galène à facettes moyennes; recouverts d'une couche de blende fibreuse, et audessus est une autre couche de blende à structure lamelleuse; celle-ci est recouverte de pyrite jaune, grenue, offrant des fibres qui se terminent par des facettes cristallines. Ce fragment est remarquable en ce que la galène y a une teneur beaucoup plus grande qu'à l'ordinaire, et la blende fibreuse y est moins riche que la blende lamelleuse, tandis que c'est habituellement l'inverse.

13. *Blende, mispikel et étain oxydé* de Maupas (Morbihan). On voit dans cet échantillon une masse de quartz blanc laiteux, traversée par des veinules épaisses de 4 à 5 centimètres, formées de mispikel en grains cristallins d'une teinte blanche; au milieu de ces veines se trouvent de petits nids de blende noire à grandes lames : c'est au contact du mispikel et du quartz qu'est interposé l'étain oxydé, en grains cristallins.

14. *Blende, pyrite et galène* de Radna, en Transylvanie; la blende est en petits cristaux

noirs, très-brillants, ayant la forme d'octaèdres et de décaèdres rhomboïdaux; comme elle est en très-petite quantité, on n'a pu faire l'essai que sur un gramme de ce minéral, et le bouton a été impondérable. Il y a aussi des noyaux de pyrite de fer, à texture grenue, terminés par des cristaux qui appartiennent généralement au dodécaèdre pentagonal; la galène est cristallisée en cubo-octaèdre et implantée sur la pyrite de fer.

15. *Blende, pyrite et galène* de Transylvanie; la blende est d'un noir foncé, très-brillante, à grandes lames, accompagnée de gros cristaux cubiques de pyrite de fer jaune : ces deux sulfures forment des nids au milieu d'une masse de schiste talqueux, dans laquelle on voit aussi quelques mouches de galène en lames régulières, ayant un demi-centimètre de largeur. La surface de l'échantillon est tapissée de cristaux de baryte sulfatée.

16. *Sulfure plombo-argentifère et galène* de Freyberg; la galène paraît très-pure, sans mélange étranger; elle forme des cristaux octaédriques, et, dans la cassure, elle présente des clivages cubiques très-nets et très-brillants. Auprès de ces cristaux, on voit des parties compactes et grenues, d'un gris bleuâtre, douées de beaucoup moins d'éclat que la galène. Ce sont ces parties compactes qui renferment 32 p. 100 d'argent, et forment ce minerai que les Allemands ont nommé *weissgültigerz* (*argent blanc*, *sulfure plombo-argentifère*). L'échantillon présente en outre quelques lamelles de blende noire et du spath calcaire blanc, rhomboédrique : une des faces du fragment consiste en une masse quartzeuse et micacée qui formait probablement l'une des parois du filon.

17. *Blende, pyrite, mispikel et galène* de

Saxe; à la surface de l'échantillon, on voit des cristaux de mispikel ayant la forme d'un prisme rhomboïdal, et recouverts en quelques points de grains prismatiques de quartz hyalin; ces cristaux ont à l'extérieur une teinte d'un jaune clair analogue à celle de la pyrite; mais leur couleur est d'un gris blanchâtre dans la cassure. Au-dessous des cristaux est une couche de mispikel compacte, dont la nature a été constatée à l'aide du chalumeau, ainsi que celle des cristaux. Le mispikel compacte recouvre une couche de pyrite de fer d'un beau jaune; mais il y a entre les deux une zone intermédiaire qui paraît consister en un mélange intime de pyrite et de mispikel. Ces minéraux sont accompagnés de mouches de blende brillante, d'un beau noir, à lames moyennes, et l'on remarque çà et là de petits nids de galène à grains moyens cubiques. Ces substances ont été séparées les unes des autres avec un très-grand soin.

18. *Arsenic natif et galène* de Saxe; des cristaux cubiques de galène, larges d'un centimètre, recouvrent des mamelons d'arsenic natif, noir, grenu, concrétionné en couches concentiques, à l'intérieur desquelles on remarque des grains rouges de réalgar. Ces deux minéraux sont accompagnés de chaux carbonatée cristallisée en prisme hexagonal dont la base a les arêtes tronquées.

19. *Bismuth natif et cobalt arsenical* de Saxe; le cobalt arsenical est grenu, mélangé intimement de quartz, que l'on a séparé par un lavage à l'augette; il y a quelques géodes tapissées de cristaux de quartz. On remarque en divers points de la masse du bismuth natif, en lames brillantes, blanches, à teinte rougeâtre.

20. *Antimoine sulfuré et haidingerite* (*sulfan-*

timoniure de fer) de Braunsdorf, en Saxe; la haidingerite présente une masse fibreuse, à texture radiée, d'un gris bleuâtre, accompagnée de lames brillantes d'antimoine sulfuré qui affecte la même disposition. Il y a, comme gangue, un peu de quartz blanc compacte.

21. *Blende, pyrite et galène* de Falun, en Suède; dans l'échantillon soumis à l'essai, il y a de la blende brune, brillante, à grandes lames; de la pyrite de fer jaune, compacte, cuprifère, et de la galène sélénifère, à grandes lames un peu courbes; l'argent qui s'y trouve est aurifère. Ces trois sulfures sont mélangés en certaines parties; mais, ailleurs, ils forment des masses distinctes, quoique juxtaposées, et alors il est possible de les isoler.

22. *Pyrite magnétique, pyrite cuivreuse et galène* de Falun; au milieu d'une veine de chlorite verdâtre se trouvent des nodules de pyrite magnétique et de pyrite cuivreuse compactes, renfermant à l'intérieur des filets de galène à lames moyennes, un peu courbes.

23. *Cuivre panaché et galène* de Tunaberg, en Suède; une masse d'amphibole verdâtre, lamelleuse, présente çà et là des mouches de cuivre panaché irisé, jaune et lilas, et d'autres mouches formées de galène à lames moyennes.

24. *Blende, pyrite blanche, cuivre panaché et galène* de Tunaberg; l'échantillon offre une association de blende brune à lames moyennes, de pyrite de fer blanche et compacte, de galène à grandes lames avec des nodules compactes de cuivre panaché irisé. Ces divers sulfures ont pu être séparés les uns des autres.

25. *Blende et galène* de Rylshyttan, en Suède;

n'ont pas fourni d'argent : en tout, 219 substances ont été essayées, et c'est seulement un cas sur 17 qui a fourni un résultat nul. D'ailleurs, on ne peut pas conclure que les minéraux qui n'ont pas fourni d'argent en sont totalement dépourvus; car il peut y exister dans des proportions si minimes qu'il passe inaperçu dans des essais, où l'on ne peut traiter qu'une quantité de matière très-limitée. Une telle supposition ne serait pas impossible; car, dans un grand nombre d'essais, le bouton d'argent qui a été obtenu par la coupellation était trop petit pour qu'on pût en déterminer le poids; ce qui nous a fait qualifier ces résultats d'impondérables. Dans ces cas, si, au lieu d'opérer sur 8 à 10 grammes de matière, nous n'en eussions traité qu'un gramme ou une fraction de gramme, le résultat eût été souvent incertain, vu l'extrême petitesse du bouton de retour.

Quoi qu'il en soit, tous les échantillons qui ne portent pas l'indication *néant* peuvent être considérés comme argentifères, vu que nous en avons extrait par la coupellation des boutons, évidemment plus considérables que la paillette imperceptible qui nous servait de témoin, et qui provenait des réactifs employés dans l'opération.

La présence de l'argent ne peut être attribuée à un mélange intime de particules de galène.

Nous examinerons plus tard la forme sous laquelle l'argent est associé aux substances minérales; mais nous devons prévenir immédiatement une objection que l'on pourrait nous faire, à savoir que l'argent obtenu dans nos essais peut provenir de l'existence de particules très-ténues de galène, mélangées assez intimement pour échapper à la vue. Il suffit de parcourir les deux tableaux de nos essais et les descriptions des échantillons qui ont fait l'objet de nos expériences pour reconnaître le

peu de fondement d'une telle objection. En effet, dans presque tous les échantillons du premier tableau, à l'exception des nos 41 à 50, on ne peut apercevoir de trace de galène, et (1) un certain nombre provient de localités où l'on n'a jamais signalé l'existence du sulfure de plomb. D'ailleurs, on reconnaît à l'inspection des deux tableaux que, dans plusieurs cas, la galène est moins riche en argent que les sulfures qui l'accompagnent.

On ne peut donc pas avoir de doutes sur cette proposition remarquable que les minéraux métalliques renferment presque tous de l'argent en quantité assez notable pour qu'on puisse en constater la présence à l'aide d'un essai exécuté sur un petit nombre de grammes. Si les galènes avaient été considérées jusqu'à présent comme possédant, avec un petit nombre d'autres minéraux métalliques, le privilége de contenir de l'argent, c'est que les procédés d'expérimentation auxquels on avait recours étaient imparfaits, et c'est en leur donnant un degré de précision beaucoup plus grand que nous avons pu arriver à constater que l'argent, comme le fer, est un métal universellement répandu dans le règne minéral.

---

(1) En général le soin que nous avons mis à faire le triage des substances sur lesquelles nous voulions expérimenter nous autorise à croire que s'il s'y trouve de la galène, c'est seulement en quantité inappréciable, et des traces de cette substance pourraient difficilement introduire dans les prises d'essai des quantités pondérables d'argent. Dans tous les cas, même en admettant des doutes pour quelques essais, on ne saurait contester la certitude de l'immense majorité de nos résultats.

Cette diffusion, qui paraît étrange de prime abord, est probablement en rapport avec la facile volatilisation de l'argent, lorsqu'il est placé dans certaines circonstances, ainsi que nous l'avons constaté dans le grillage de la blende. De plus, il n'est pas inutile de faire observer que l'argent, qui se trouve si répandu, est aussi l'un des métaux qui se montrent dans la nature sous les formes les plus variées; non-seulement il se présente uni au fer, au sélénium, au tellure, à l'arsenic, à l'antimoine; mais encore il forme des combinaisons multiples en s'associant à d'autres sulfures métalliques. On le trouve aussi combiné avec les corps simples halogènes, avec le chlore, le brome, l'iode, et les deux premières de ces combinaisons constituent des minerais fort importants. Il est beaucoup plus rare à l'état de composé salin; cependant on l'a signalé à l'état de carbonate, et, dans plusieurs des associations qu'il forme avec les carbonates, sulfates et phosphates de plomb, il est vraisemblable qu'il constitue des composés de la même sorte. Vu le grand nombre d'espèces minérales auxquelles l'argent sert de radical, on peut dire qu'il est un des métaux les plus largement représentés dans la nature inorganique.

L'argent sert de radical à un grand nombre de minéraux.

Voyons maintenant dans quelles proportions il se trouve associé aux divers composés métalliques : abstraction faite du fer météorique, les métaux natifs que nous avons essayés renferment des quantités notables d'argent; à la vérité, ils proviennent de gîtes argentifères. L'arsenic natif de Saxe (2e tableau n° 18) est remarquable en ce qu'il contient près d'un 1/2 p. 100 d'argent, trois fois plus que la galène qui lui est associée.

Argent contenu dans les métaux natifs.

Les sulfures d'antimoine et de molybdène que

Sulfure d'an-

nous avons essayés sont très-sensiblement argentifères, mais pauvres. timoine et molybdène.

Blendes.

Les blendes contiennent des quantités très-variables d'argent, depuis des traces jusqu'à 0,88 p. 100 (blende noire de Transylvanie, 2e tableau, n° 15). Nos essais montrent que souvent le sulfure de zinc est assez riche pour qu'il y ait avantage à le traiter pour en extraire le métal précieux qui s'y trouve, et même parfois la teneur de la blende rivalise avec celle de la galène : ainsi, sur quinze échantillons contenant à la fois les deux sulfures, il y en a cinq où la blende a montré une teneur supérieure à celle de la galène; les dix autres essais ont fourni un résultat inverse. Ajoutons que la majeure partie des échantillons de blende fibreuse de la mine de Pontpéan a une teneur qui varie de 15 à 25 dix-millièmes, et qui est de 4 à 6 fois plus considérable que la teneur de la galène extraite lors de l'exploitation de cette mine, teneur qui ne dépassait pas 0,0004 (on la connaît assez exactement d'après les quantités de plomb et d'argent qui étaient produites annuellement).

Teneurs comparatives des blendes et des galènes.

A la mine de Poullaouen, il résulte, des essais que nous avons faits et de ceux qui ont été exécutés beaucoup plus en grand sur la mine, et dont M. Pernollet, directeur de l'établissement, a bien voulu nous communiquer les résultats, que la blende a généralement une teneur en argent de un et demi à deux fois plus forte que celle de la galène; car elle contient habituellement de 3 à 5 dix millièmes d'argent, soit 0,00040 en moyenne, tandis que la galène n'en renferme moyennement que 0,00025. A la mine d'Hulgoat, au contraire, qui n'est distante de celle de Poullaouen que de 6 kilomètres, la teneur moyenne de la galène est

Blendes et galènes des mines de Poullaouen et d'Huelgoat.

de 0,00125, et celle de la blende est ordinairement comprise entre 0,0002 et 0,0004. Cette différence, en sens contraire, est remarquable pour deux filons qui ont la même direction, qui se trouvent compris dans le même terrain et dans la même zone métallifère.

Cependant si la galène renferme en général plus d'argent que la blende, il est des localités où, au contraire, la blende l'emporte sur la galène, comme nous le voyons dans deux des trois principales mines de plomb et argent de la Bretagne; il importe donc de tenir compte, dans certains cas, de la blende comme d'un minerai de zinc et d'argent; et il est certain que, dans l'exploitation de la mine de Pontpéan, qui a cessé à la fin du siècle dernier, on s'est privé d'une grande ressource, en rejetant comme de nulle valeur la blende qui s'y trouvait, dit-on, en grande abondance, et qui, probablement, aurait pu augmenter beaucoup la production en argent.

Pyrites de fer.

Sur vingt-quatre essais de pyrite de fer que nous avons exécutés (onze échantillons simples et treize multiples), deux n'ont pas laissé d'argent sur la coupelle; dix ont fourni des boutons de retour impondérables, et les autres ont donné de 0,83 à 15 dix-millièmes d'argent. On peut observer que, dans les cas où la pyrite est associée à d'autres sulfures, elle se montre presque toujours plus pauvre qu'eux en argent.

Mispickels.

Les neuf essais de mispikels que nous avons faits ont tous fourni des boutons de retour; quatre étaient impondérables; les teneurs accusées par les autres essais ont varié entre 1,20 et 3,80 dix-millièmes.

Minerais de cobalt et de nickel.

Nous n'avons pu faire que peu d'expériences

sur les minerais de cobalt et de nickel; les échantillons que nous avons essayés contiennent tous de l'argent, mais leur teneur est généralement faible.

Galènes.

Les nombreux échantillons de galène que nous avons essayés ont des richesses très-variables; ainsi la galène bacillaire des bords du Rhin ne renferme que des traces d'argent, tandis que la galène cubique de Freyberg en contient 2,50 p. 100, et le sulfure plombo-argentifère qui l'accompagne en contient 31,5 p. 100. C'est ici le lieu de rappeler que M. Beudant a analysé une galène de Schemnitz, dans laquelle il a trouvé jusqu'à 7 p. 100 d'argent.

Variations de teneur de la galène dans un même gîte.

Dans un même gîte, les variations de teneur de la galène sont assez considérables; ainsi, nous voyons celle d'Huelgoat varier de 3 à 20 dix-millièmes, et, d'après les renseignements recueillis par l'un de nous, la teneur de la galène de Sala varie de 2 à 15 millièmes. Dans nos essais, nous avons eu souvent l'occasion de trouver en défaut le principe beaucoup trop général, d'après lequel on regarde comme riches les galènes grenues ou à petites facettes, et comme pauvres, celles à grandes facettes. Ainsi, pour n'en citer qu'un exemple, rappelons que l'échantillon de la galène de Sala, dont la teneur est de 0,0087, offre des facettes larges de plusieurs centimètres.

Cuivres pyriteux et panaché.

On sait depuis longtemps que certains minerais de cuivre sont argentifères et constituent même parfois de véritables minerais d'argent; mais les sulfures dont on extrait le plus habituellement le cuivre, telle que la pyrite cuivreuse ou le cuivre panaché, étaient considérés comme généralement dépourvus d'argent; or les onze échantillons que nous avons essayés en contiennent tous; mais cinq

n'en renferment que des traces, et les autres en contiennent moins d'un demi-millième. Ce sont donc des matières trop pauvres pour qu'il soit avantageux de les traiter pour argent, à moins qu'elles ne soient mélangées de galène, comme cela a lieu pour certains minerais de Falun, en Suède, et de quelques gîtes de l'Allemagne. La teneur des pyrites cuivreuses est habituellement inférieure à celle de la galène; quelquefois cependant le sulfure de cuivre forme avec le sulfure d'argent un composé beaucoup plus riche que la galène; tel est le cas des terres noires de la mine d'Huelgoat, et d'ailleurs la stromeyérine est un sulfure double de cuivre et d'argent qui renferme 52 p. 100 de ce dernier métal.

Cuivres gris. Les cuivres gris sont, comme on le sait, depuis longtemps, des minerais généralement riches en argent; l'un de ceux que nous avons essayés n'en renferme que des traces; un autre en contient plus de 12 millièmes : ajoutons que le cuivre gris de Wolfach, analysé par M. Rose, en renferme plus de 18 p. 100.

Remarques sur les teneurs relatives des sulfures métalliques en Norwége et en Suède. Avant de terminer ce qui concerne les sulfures métalliques, nous ferons une observation qui n'est peut-être pas sans importance, c'est que sur onze essais de sulfures (pyrites de fer, de cuivre et blendes) qui proviennent de la Norwège, il en est neuf qui ont fourni des boutons de retour impondérables, et les deux autres échantillons ont une teneur de 0,83 et 1,06 dix-millième. Cependant, parmi ces sulfures qui sont, comme on le voit, d'une extrême pauvreté, il en est (ceux de Kongsberg et Grössli) qui proviennent de la région de Kongsberg, si remarquable par la richesse de ses gîtes d'argent natif et sulfuré : d'après les rensei-

gnements communiqués à l'un de nous par l'habile directeur, M. Böbert, la galène même qui se trouve dans les filons de Kongsberg est d'une extrême pauvreté en argent. Ces faits sont d'autant plus remarquables qu'en Suède, où il n'y a pas de mine d'argent natif, les sulfures métalliques sont généralement plus riches; ainsi, nous voyons à Falun (n° 21 du 2e tableau) une blende qui renferme deux millièmes d'argent. D'ailleurs, les sulfures provenant des mines d'Åreskuttan, situées dans le Jemtland, c'est-à-dire dans une partie de la Suède qui se rattache à la région montagneuse de la Norwège, ces sulfures sont aussi extrêmement pauvres; car ils n'ont fourni que des boutons de retour impondérables.

A la suite des sulfures métalliques, nous avons inscrit dans le premier tableau un tellurure d'argent de Sibérie qui, d'après l'analyse que nous en avons faite, paraît être une espèce nouvelle et avoir pour formule T^3Ag^2 ou $TAg + T^2Ag$.

Oxydes de fer.

Sur vingt et un échantillons d'oxydules et de peroxydes de fer anhydres ou hydratés que nous avons essayés, trois seulement n'ont pas fourni d'argent; dix ont donné des boutons impondérables, quoique les quantités de matière employée fussent assez considérables. L'oxyde de fer le plus riche est celui de Bérézow, qui est évidemment épigénique, et provient de la transformation d'une pyrite de fer cubique (il contient 1,8 dix-millièmes d'argent aurifère); on voit en général que les oxydes de fer sont des substances très-pauvres.

Oxydes d'étain.

Il en est de même des oxydes d'étain, du moins de ceux que nous avons essayés, et qui provenaient de la Bretagne. Sur sept essais, un seul a été né-

gatif, quatre ont laissé des boutons de retour impondérables, deux ont offert des teneurs de 1,60 et 7,70. Nous ne doutons pas que les minerais d'étain de contrées autres que la France ne contiennent de l'argent; car nous en avons constaté la présence dans l'étain du commerce.

Oxydes de manganèse et d'uranium.

Les oxydes de manganèse et d'uranium que nous avons essayés sont très-faiblement argentifères : il en est ainsi du fer carbonaté, chromé et titané, du carbonate et silicate de zinc.

Carbonates de plomb.

Dix échantillons de plomb carbonaté, soumis à nos essais, ont tous fourni de l'argent, depuis des traces jusqu'à deux millièmes; dans ceux qui sont blancs et demi-transparents, l'argent est probablement sous forme de carbonate, surtout lorsqu'ils sont cristallisés; mais dans les plombs carbonatés noirs, qui sont habituellement beaucoup plus riches, il est en partie à l'état de sulfure.

Phosphates de plomb.

D'après les essais effectués sur des échantillons de la mine d'Huelgoat, il semble que le phosphate de plomb soit plus riche en argent que le carbonate blanc; mais les expériences devraient être étendues à des échantillons d'autres localités, pour qu'on pût en tirer une conclusion générale.

Teneurs relatives des schlichs sulfurés et des schlamms sulfatisés de la mine de Pontpéan.

Nous avons essayé des schlichs et des schlamms obtenus par le lavage des résidus de l'ancienne exploitation de Pontpéan; les premiers, qui contiennent le plomb à l'état de sulfure parfaitement distinct, ont une teneur en argent d'un demi-millième, qui est un peu supérieure à celle de la galène, probablement à cause du mélange d'un peu de blende. Les schlamms, qui sont composés prin-

cipalement de sulfate de plomb (1), ont une teneur deux fois plus forte que celle des schlichs, et comme ils ne renferment pas de blende en quantité notable, l'élévation comparative de leur titre ne peut être attribuée à la présence de ce sulfure. On est forcé d'admettre que ces schlamms, sulfatisés par l'action oxydante de l'air et de l'eau sur la galène, se sont enrichis aux dépens du sulfure de zinc, qui a aussi passé à l'état de sulfate, et a été entraîné en dissolution par les eaux pluviales, laissant l'argent avec les résidus insolubles.

Cet enrichissement, produit par la décomposition d'une partie des sulfures, est une circonstance avantageuse dans le traitement des résidus de l'ancienne mine, traitement qui est pratiqué depuis plusieurs années avec des bénéfices importants; et d'ailleurs l'élaboration est aussi facilitée par le délitement qu'ont éprouvé les pyrites. Le phénomène qui s'est passé sur les haldes de Pontpéan n'est point exceptionnel; l'influence des agents atmosphériques sur les déblais des mines analogues a dû produire des effets du même genre, et d'autant plus prononcés, que ces déblais sont restés exposés à l'air depuis plus longtemps.

Les minéraux oxydés sont généralement moins riches en argent que les minéraux sulfurés.

Après avoir constaté que l'argent accompagne les composés métalliques, non-seulement les sulfures arséniures, antimoniures, mais encore les oxydes et les combinaisons salines, nous avons

(1) Voici l'analyse complète de ces schlamms :

Sulfate de plomb.	94,56
Eau d'imbibition.	1,31
Sable, galène, blende, peroxyde de fer, argile.	2,80
Perte.	1,33
Total.	100,00

examiné les préférences qu'il peut avoir pour tels ou tels de ces corps. D'abord il est facile de voir que les matières oxydées renferment généralement moins d'argent que les sulfures des mêmes métaux; on sait déjà que les carbonates et les phosphates de plomb sont ordinairement beaucoup plus pauvres en argent que la galène. Les autres composés que nous avons essayés, les oxydes de fer, de manganèse et les carbonates, silicates, etc., sont en général des substances fort pauvres, et même la plupart ne nous ont fourni que des boutons de retour impondérables, quoique l'on eût soumis à l'essai une quantité assez considérable de matière. Il est certain que pour constater la teneur en argent des substances métalliques oxydées, il faut en employer des quantités beaucoup plus grandes que si l'on opère sur des mineraux non oxydés, sulfures, arséniures, etc.

Remarques sur la répartition de l'argent entre les oxydes et les sulfures.

La répartition de l'argent entre ces deux ordres de composés a eu lieu dans la nature, conformément à la même loi qui se manifeste dans les opérations chimiques et métallurgiques; en effet, quand on fond ensemble un mélange de diverses matières telles que, au moment où la liquéfaction est complète, on ait deux genres de produits, l'un à l'état de métal ou de sulfure, l'autre à l'état d'oxyde; on sait que l'argent se trouvera concentré en presque totalité dans le premier de ces produits, même dans le cas où il était primitivement contenu dans l'autre, ainsi que l'on traite des ocres argentifères en les mélangeant avec un sulfure métallique et un flux; après la fusion, l'oxyde de fer formant la scorie sera presque entièrement dépouillé de l'argent qu'il contenait, et celui-ci aura passé dans le sulfure.

La pauvreté comparative des matières oxydées, contenues au sein de la terre, est un fait conforme à la même loi, bien que dans beaucoup de cas ces matières ne paraissent pas avoir été déposées à l'état de fusion. On ne doit pas regarder comme une véritable exception à cette règle l'existence des oxydes de fer, riches en argent, que l'on trouve à la partie supérieure de certains gîtes; car ces dépôts, voisins de la surface, ont été produits à des époques plus récentes, avec le concours des causes atmosphériques et dans ces circonstances où, probablement, les phénomènes de la voie sèche n'ont eu aucune part. Ici, comme dans le cas des schlamms de Pontpéan, dont il était question tout à l'heure, une partie considérable des sulfures a disparu sous forme de sulfates en solution dans l'eau, et a laissé l'argent avec les matières insolubles.

Richesses relatives des divers sulfures métalliques.

Voyons maintenant parmi les minéraux métalliques dépourvus d'oxygène quels sont ceux auxquels l'argent paraît s'associer de préférence : les quatre métaux que l'on rencontre le plus fréquemment dans la nature sont le fer d'abord, puis le plomb, le zinc et le cuivre; les minerais de plomb et d'autres métaux sont toujours accompagnés de sulfure de fer, et assez généralement aussi de sulfure de zinc. Si l'on compare les résultats de nos expériences, on reconnaît que, sous le rapport de la teneur en argent, les minéraux à radical de fer ont presque constamment le dessous, par rapport aux minéraux de zinc, de plomb et de cuivre, quel que soit d'ailleurs l'état de combinaison du fer, qu'il soit à l'état de sulfure (pyrite jaune, blanche, magnétique) ou à l'état de sulfarséniure (mispikel).

Sur vingt-sept échantillons de sulfures et sulfarséniures de fer que nous avons essayés, nous en

avons trouvé seulement quinze qui contenaient plus d'un dix-millième d'argent; beaucoup d'entre eux ont donné des boutons impondérables. Jamais nous n'avons trouvé dans le même échantillon la teneur de la pyrite supérieure à celle de la galène. Nous avons vu qu'il n'en est pas toujours ainsi de la blende, et elle contient quelquefois plus d'argent que la galène.

Remarques sur l'inégale répartition de l'argent entre les divers sulfures.

La longue série de nos essais offre, dans les rapports des teneurs des divers minéraux, des variations qui ne permettent pas de poser une règle absolue; car tantôt la galène l'emporte sur la blende, tantôt elle est primée par d'autres substances. Néanmoins, il est remarquable de voir avec quelle inégalité l'argent se trouve associé aux divers sulfures métalliques, non pas seulement dans un même gîte, mais dans un fragment de très-petites dimensions; et malgré quelques exemples de variations en sens inverse, il est clair que l'argent semble préférer les sulfures de plomb, de zinc et de cuivre; d'ailleurs, les minéraux des genres plomb et cuivre forment avec le sulfure de zinc et certains sulfures électro-négatifs (ceux d'arsenic et d'antimoine) les matières habituellement associées à l'argent. En ce qui concerne la préférence de ce métal pour les composés naturels cuprifères et plombifères, nous pouvons répéter une remarque déjà faite précédemment, à savoir que l'argent, dans son association avec les autres métaux, a suivi la même règle que nous observons dans les opérations chimiques et métallurgiques. Il est vrai que nous ne voyons pas se manifester, dans les réactions de nos laboratoires et de nos usines, l'affinité de l'argent pour le zinc ou du sulfure d'argent pour le sulfure de zinc; mais cela

paraît tenir à différentes causes, telles que la volatilité du zinc et l'infusibilité de son sulfure. Néanmoins, quelque théorie que l'on adopte pour se représenter la formation des gîtes métallifères, l'ensemble des faits nous montre que les mêmes lois d'affinité qui régissent les phénomènes de nos laboratoires ont pu se développer dans la formation des minerais, lors même qu'ils présentent des associations très-complexes.

Les métaux du commerce doivent contenir de l'argent.

Si les minerais desquels on extrait le fer, le cuivre, le zinc, l'étain, etc., contiennent de l'argent, il est clair que les métaux livrés au commerce doivent également en contenir. Déjà l'on sait que souvent les cuivres employés dans les arts sont notablement argentifères ; il eût donc été superflu de faire de nouvelles expériences sur ce métal (1). Quant aux fers et fontes, il eût fallu en oxyder une très-grande quantité, et comme il aurait été nécessaire d'employer beaucoup d'acide nitrique ou bien d'acide sulfurique ou muriatique, acides qui renferment eux-mêmes des traces d'argent, le résultat eût pu laisser des doutes ; du reste, la présence de l'argent dans le fer est une conséquence nécessaire de son existence dans la plupart des minerais.

Expériences sur le zinc et l'étain.

Nous nous sommes bornés à constater directement l'existence de l'argent dans le zinc et l'étain en oxydant 30 grammes de ces métaux, et en les fondant ensuite avec de la litharge pure et du flux noir. Les boutons de retour, bien qu'impondéra-

(1) M. de Leuchtemberg a observé que les minerais de cuivre qui fournissent le métal à son grand établissement de galvanoplastie sont accompagnés dans tous leurs gisements par de l'argent, de l'or et du platine.

encore couverte par les eaux de la mer : ces eaux doivent nécessairement agir sur le sulfure d'argent qui a été déposé dans les filons ; elles en décomposent une portion qui est transformée en chlorure et dissoute à l'aide du sel marin. Si telle a été, ce que nous ne voulons pas affirmer, la seule cause qui a introduit de l'argent dans l'Océan, elle a dû agir pendant un très-long laps de temps et jusqu'à une profondeur assez grande.

D'ailleurs, c'est sans doute une action analogue qui a transformé en chlorure les sulfures argentifères de la partie supérieure des gîtes, même dans les régions continentales ; car il suffit probablement que les eaux d'infiltration renferment des quantités peu considérables de chlorures alcalins pour décomposer les sulfures argentifères avec le concours de l'oxygène, d'actions électro-chimiques et autres influences qu'il est difficile d'apprécier (1).

Diffusion générale de l'argent.

Nous avons démontré dans cette première partie de notre travail l'association de l'argent à la plupart des minéraux métalliques : jusqu'à ce jour, on ne l'avait observé d'une manière générale que dans un petit nombre de substances, telles que la galène, ~~dans quelques pyrites et mispikels~~, dans

(1) Les détails des expériences concernant la constatation de l'argent dans l'eau de la mer, ainsi que dans d'autres substances où on ne l'avait jamais soupçonné, telles que les plantes vivantes et fossiles, le sang des mammifères, etc., feront l'objet d'une publication spéciale que nous devons faire en commun avec M. Sarzeaud, à qui nous devons des remercîments particuliers pour son zèle obligeant et l'habileté avec laquelle il nous a aidés dans exécution de nos longues et pénibles expériences sur les minéraux métalliques.

les sulfarséniures et sulfantimoniures de plomb et de cuivre : si, parfois, on l'avait remarqué dans d'autres matières, on considérait ces cas rares comme des exceptions. Nous avons reconnu qu'au contraire la présence de l'argent dans les minerais métalliques est la règle générale, et que son absence est exceptionnelle. A la vérité, les minerais, dans lesquels on ignorait la présence de l'argent, sont ordinairement trop pauvres pour être l'objet d'un traitement spécial ; mais il n'en est pas toujours ainsi, et beaucoup de blendes sont assez riches pour qu'on ne doive pas négliger le métal précieux qui s'y trouve (1).

D'autres métaux sont peut-être également répandus dans la nature.

La diffusion universelle de l'argent dans le règne minéral porte à croire que d'autres métaux sont peut-être également répandus dans la nature ; c'est ce que l'on sait déjà pour le fer, et la présence du cuivre a aussi été signalée dans beaucoup de substances. Il est vraisemblable que, plus tard, on reconnaîtra pour d'autres métaux un semblable caractère de diffusion : les principaux obstacles qui s'y opposent sont le manque de moyens de

(1) Nous ferons observer à cette occasion que pendant plus d'un demi-siècle on a exploité la mine de Pontpéan, sans soupçonner la présence de l'argent dans la blende qui cependant y est abondante, et qui est de quatre à six fois plus riche que la galène. De même, à la mine d'Huelgoat, on a ignoré pendant bien des années l'existence de l'argent dans les matières ocreuses dites terres rouges, qui formaient la partie supérieure du filon et qui plus tard ont été la source de bénéfices considérables. N'est-il pas à présumer que dans beaucoup de localités métallifères il y a des substances riches en argent qui restent inconnues ou négligées? Nous serions heureux de voir la publication de nos recherches éveiller l'attention sur ce sujet.

distinction assez sensibles et la difficulté de se procurer une grande quantité de réactifs, sur l'entière pureté desquels on puisse compter.

Cependant nous avons cru faire un nouveau pas dans cette voie de recherches en expérimentant sur des minéraux cristallisés, qui offrent tous les caractères extérieurs de la pureté, et dans lesquels les analyses précédemment faites n'indiquent ordinairement la présence d'aucun autre corps étranger que l'argent : nous voulons parler des galènes. Nous allons démontrer qu'elles contiennent en outre du fer, du cuivre et du zinc; il faut ajouter que nous nous sommes décidés à entreprendre ces recherches à la suite d'expériences préliminaires dont nous parlerons dans la troisième partie de ce mémoire, et dans lesquelles, en étudiant l'action de l'hydrogène naissant sur le sulfure de plomb, nous reconnûmes que celui-ci cédait à l'acide sulfurique étendu une quantité de fer parfaitement appréciable par les réactifs ordinaires.

Recherches sur les métaux étrangers contenus dans les galènes.

Les galènes même cristallisées renferment en général, outre le plomb et l'argent, du zinc, du cuivre et du fer.

Nous avons étudié douze échantillons de galène complétement dépourvus de gangues, et dont la forme nette et régulière semblait une garantie de la pureté chimique. Néanmoins, dans tous ces échantillons, nous avons constaté la présence du zinc, du cuivre et du fer, si bien qu'en tenant compte de l'argent, il y avait dans ces galènes quatre métaux étrangers et très-probablement comme le plomb sous forme de sulfure. Le fait nous a paru assez remarquable au point de vue de la philosophie naturelle, pour que nous décrivissions les échantil-

lons essayés et le procédé d'analyse que nous avons suivi.

On attaque par de l'acide azotique très-pur, d'une densité égale à 1,35, 20 grammes au plus ou 10 grammes au moins de galène pulvérisée dans un mortier d'agate. On étend d'eau, on filtre, et l'on ajoute de l'acide sulfurique pur; puis on décante et l'on évapore la liqueur à sec. Le résidu de l'évaporation est repris par un peu d'eau aiguisée d'acide azotique, et l'on filtre; ensuite on verse dans la liqueur claire un excès d'ammoniaque qui précipite le peroxyde de fer, et la couleur bleue qu'elle prend alors décèle la présence du cuivre. On évapore de nouveau à sec, et le résidu est repris par un peu d'eau, légèrement aiguisée d'acide azotique. Quelques bulles d'hydrogène sulfuré déterminent le dépôt du cuivre, puis l'addition d'un peu d'ammoniaque précipite le zinc à l'état de sulfure.

Marche suivie dans les expériences sur les galènes.

Tous les réactifs, y compris l'eau, ont été préalablement examinés, et les filtres ont été lavés à l'acide chlorhydrique.

TABLEAU DES GALÈNES ESSAYÉES.

PROVENANCE de la galène.	CARACTÈRES de la galène.	OBSERVATIONS.
Huelgoat (Finistère). .	Cristallisée en octaèdre.	Le cuivre et le zinc auraient pu être dosés.
Département de l'Isère.	Cubes très-grands et très-nets.	Il n'y avait que des traces de cuivre.
Northumberland. . . .	Cubes tronqués sur les arêtes, accompagnés de cubo-octaèdres.	»
Derbyshire.	Cubes passant au type octaédrique.	»
Sala (en Suède).	Octaèdres.	Le cuivre et le zinc auraient pu être dosés.
Freyberg (en Saxe). . .	Beaux cubes.	Le fer et le zinc étaient dosables, mais le cuivre se trouvait en très-petite quantité.
Saxe.	Beaux octaèdres.	Le zinc pouvait être dosé.
Bohême.	Cubes très-réguliers.	»
Bohême.	Octaèdres et cubo-octaèdres.	Le cuivre et le zinc y sont assez abondants.
Bérézow (en Sibérie).	Beaux octaèdres.	»
Sibérie.	Cubes très-nets	»
Origine inconnue. . . .	Octaèdres.	»

Nous avions commencé à faire de semblables recherches sur des pyrites de cuivre et des blendes très-pures, au moins en apparence, pour tâcher de découvrir dans les premières des traces de zinc et de plomb, dans les secondes des traces de cuivre, de plomb et de fer; mais nous avons renoncé à ce projet, d'abord à cause de la difficulté de nous procurer des quantités assez considérables de beaux échantillons, et ensuite par la con-

sidération que l'emploi de grandes quantités de réactifs aurait soulevé des doutes sur la véritable provenance des faibles traces de métaux étrangers que nous aurions pu y découvrir.

Conclusions de la première partie.

Dans cette première partie de notre travail, nous croyons avoir montré que la voie sèche, c'est-à-dire la fonte suivie de la coupellation, est le seul moyen de découvrir des quantités excessivement petites d'argent dans les substances minérales. Après avoir indiqué le moyen d'obtenir de la litharge presque totalement dépourvue d'argent, et après avoir constaté la pureté des fondants et autres réactifs qui devaient nous servir, nous avons fait voir que les pertes de fin occasionnées par la coupellation ne sont appréciables à la balance que dans le cas où le bouton de retour surpasse 25 milligrammes, et que des paillettes d'argent, du poids d'un seizième de milligramme, ne peuvent pas disparaître dans la coupellation, lors même qu'elles sont alliées à 30 grammes de plomb.

Dans les expériences que nous avons faites sur le grillage des divers sulfures, nous avons vu que l'argent contenu dans les blendes peut subir, par sublimation, une perte de près des trois quarts, et qu'il vient s'incruster sur les parois des appareils où l'on opère. Comme il en est de même de l'argent volatilisé dans le grillage des galènes, nous avons expliqué ainsi l'impossibilité de recueillir avec les cadmies tout l'argent entraîné par les vapeurs qui se forment dans le traitement en grand des minerais argentifères, malgré l'emploi des chambres de condensation ; toutefois, nous avons indiqué le moyen de retrouver l'argent qui a disparu.

Nous avons montré que si l'on grille de la blende pour en retirer ensuite, par la fonte avec une matière plombeuse, le métal précieux qu'elle contient, le grillage doit être effectué à une très-basse température, tandis que c'est le contraire qui doit avoir lieu dans le grillage de la pyrite de fer. Cependant nous avons constaté que le procédé de fusion des minerais sulfurés ou sulfarséniés avec de la litharge et du nitre, quoique n'étant pas tout à fait dépourvu d'inconvénient, est généralement préférable à celui dans lequel on fait précéder la fonte par un grillage.

Après avoir établi des préliminaires, nous avons prouvé, par un grand nombre d'essais, que l'argent est associé à la plupart des minéraux métalliques, et qu'il s'y trouve réparti d'une manière inégale, que les oxydes et les combinaisons salines sont plus pauvres que les sulfures, et que, parmi ces derniers, les composés à radical de fer sont généralement moins riches en argent que ceux de plomb, de zinc et de cuivre.

Les expériences que nous avons faites sur l'eau de mer et sur le sel gemme ont achevé de démontrer l'extrême diffusion de l'argent dans la nature; alors nous avons été conduits à supposer que d'autres métaux sont peut-être aussi très-répandus, et, par des recherches spéciales, nous avons fait voir que les galènes, même cristallisées et offrant tous les caractères de la pureté, contiennent, indépendamment de l'argent, des quantités très-sensibles de fer, de cuivre et de zinc.

Dans la seconde partie de ce travail, nous rechercherons l'état sous lequel l'argent est associé aux minéraux métalliques.

REMARQUES

Sur la géologie du district métallifère du lac Superieur, suivies d'une courte description de quelques-unes des mines de cuivre et d'argent, par M. Jackson.

(Extrait par M. Delesse.)

Keweenaw-Point forme un promontoire remarquable qui s'étend au Sud du lac Supérieur et presque jusque dans le milieu du lac; il est compris entre 46° 40'-47° 29' latitude Nord et 87° 55'-85° 30' longitude Ouest; sa direction générale qui est E. N. E. se confond avec celle des grands dykes de trapp qui forment les crêtes de sa partie centrale. Le géologue y rencontre d'abord un conglomérat grossier formé de fragments arrondis de porphyre rouge, de quartz, de schistes altérés, de grès, de roches avec épidote, de syénite, de grunstein, conglomérat dans lequel il y a des couches régulières d'un grès fin et rouge, qui ne contient pas de fossiles. La direction des couches de grès et du conglomérat est parallèle à la ligne de crête du trapp qui est E. N. E. — O. S. O. : leur inclinaison, qui est O. N. O., devient plus grande dans le voisinage du trapp. Le conglomérat ne s'observe que près du contact des trapp, et il est de même âge que le grès fin qui alterne avec lui. Constitution géologique de Keweenaw-Point.

A la limite des trapp et du grès, il y a des amygdaloïdes qui sont des roches formées par voie de métamorphisme et qui renferment une grande

variété de minéraux très-curieux. Dans le mémoire publié par M. Alger et moi-même, sur la géologie et sur la minéralogie de la Nouvelle-Ecosse (the *American* journal of science, t. XIV-XV, 1828), nous avons fait connaître l'origine de ces amygdaloïdes. L'inspection de la carte montre que la bande trappeenne de Keweenaw est parallèle aux bords de la baie de Fundy dans la Nouvelle-Ecosse et les roches de ces deux régions éloignées sont d'ailleurs semblables, sinon identiques. Le trapp de la Nouvelle-Ecosse, de même que celui du lac Supérieur, a soulevé un grès qui paraît être le nouveau grès rouge et qui l'a percé dans la ligne de moindre résistance; au contact des deux roches il y a des amygdaloïdes renfermant les mêmes minéraux sans en excepter la prehnite, qui cependant se trouve rarement dans la Nouvelle-Ecosse; le cuivre natif se rencontre dans les amygdaloïdes de ces deux localités, mais il est fréquent dans la Nouvelle-Ecosse, tandis qu'il est plus abondant sur les bords du lac Supérieur; au contraire la heulandite, qui est rare au lac Supérieur, est très-commune dans la Nouvelle-Ecosse.

Il est digne de remarque que les trapps de ces deux localités vont en s'élevant vers le N. O., ainsi que cela a été mentionné par les professeurs Perceval et Rogers dans leurs rapports sur la géologie du Connecticut et du New-Jersey. L'étude de ces trapps montre d'ailleurs d'une manière indubitable que ce sont des roches ignées sorties du sein de la terre et ayant coulé à la manière des laves; les couches de grès sont mélangées avec le trapp, et il est bizarre que les amygdaloïdes aient été plus abondamment produites par l'action du trapp sur le grès et que le cuivre soit le métal

qu'on y trouve le plus ordinairement; ce cuivre natif est en filons que j'ai reconnus exploitables à Keweenaw-Point et près de la rivière Eagle.

Gisement de cuivre dans les trapps.

Les mineurs distinguent deux classes de filons au lac Supérieur : 1° ceux qui sont parallèles aux roches stratifiées traversées par le trapp; 2° ceux qui coupent ces mêmes roches transversalement et sous des angles divers; ces derniers sont ceux qui sont exploités avec le plus de confiance par les mineurs; cependant sur la rivière de l'Ontanagon on exploite avec avantage du cuivre natif dans des filons de la première classe, et il est probable qu'on en exploitera aussi dans l'île Royale.

Les premiers filons ont à peu près une direction E. N. E. — O. S. O. qui suit les mouvements de la ligne du contact du trapp et du sandstone, et ils sont intercalés entre ces deux roches soit dans l'amygdaloïde, soit dans l'épidote qui est la gangue la plus habituelle du cuivre.

Des murs réguliers de cuivre natif de plusieurs pouces d'épaisseur ont été observés dans les nouvelles mines de l'Ontanagon, et des feuillets d'une étendue considérable ont été trouvés dans les filons à l'Est et à l'Ouest de l'île Royale.

Les filons de la deuxième classe ou filons transversaux sont généralement dirigés N. 26° à 30° O. — S. 26° à 30° E., et par conséquent ils coupent la direction des précédents; ils sont surtout riches dans les trapps amygdaloïdes, et au delà on ne les a pas avantageusement exploités. Dans le trapp compacte ils s'amincissent et ils se réduisent à de petites feuilles de cuivre métallique. La gangue contient les minéraux sui-

vants : prehnite ; chaux carbonatée spathique, laumonite, leonhardite, quartz, datholite, chabasie, mesotype, apophyllite, feldspath, analcime et wollastonite. Le minéral le plus abondant de la gangue est la prehnite, qui forme des bandes régulières et symétriques des deux côtés des fissures et qui, au centre, présente des surfaces botryoïdes. A la surface, les filons ont seulement 6 pouces d'épaisseur ; on y voit de petites lamelles de cuivre dont la présence est indiquée par des mouches de carbonaté vert de cuivre, résultant de l'altération atmosphérique ; quand on suit ces veines dans la profondeur, la prehnite diminue et finit même par disparaître, tandis que les lamelles de cuivre augmentent et la remplacent même complétement.

A la mine de la compagnie de Boston et Pittsburg, le filon présente seulement 6 pouces d'épaisseur dans sa partie supérieure, et ne contient que quelques lamelles de cuivre ; mais il augmente dans la profondeur ; à 200′ il a 1 $\frac{1}{2}$, puis 2′ d'épaisseur ; il contient dans ce dernier cas 5 à 30 o/o de cuivre métallique avec un peu d'argent : à la base des roches dans lesquels le filon est exploité, on peut estimer que son épaisseur, qui est un peu cachée par le sol, est de 3′. Enfin à 226′ au-dessous de la base du rocher, on trouve de grandes plaques de cuivre ayant depuis quelques pouces jusqu'à trois pieds d'épaisseur ; ces masses de cuivre remplissent le filon, et la prehnite a disparu ainsi que les autres zéolithes ; l'une de ces masses pesait jusqu'à 80 tonnes. Le filon a du reste été suivi jusqu'à 526′ de profondeur.

La mine de Boston et Pittsburg exploite annuellement 100 tonnes de cuivre natif renfermant

60 0/0 de cuivre pur lorsqu'il est débarrassé de sa gangue; il est bien probable que les mines de North American, Copper-Falls, North-West, Phenix seront aussi exploitées avantageusement; le cuivre s'y trouve du reste dans des relations de gisement identiques à celles qui viennent d'être décrites.

A la mine de Copper-Falls, on a trouvé une masse pesant 8 tonnes formée de cuivre très-pur, ayant la densité et la malléabilité du cuivre du commerce; il était accompagné d'une forte proportion d'argent.

Le cuivre est complétement séparé de l'argent qui lui donne en quelque sorte un aspect porphyrique, et il est bizarre qu'il n'y ait pas eu d'alliage, mais seulement une légère cémentation des deux métaux près du contact. Cette séparation du cuivre et de l'argent qui est extrêmement remarquable n'est pas exceptionnelle, mais elle s'observe dans toutes les mines du lac Supérieur dans lesquelles on trouve ces deux métaux réunis; les expériences que j'ai entreprises pour expliquer cette séparation m'ont conduit à des résultats négatifs.

Les mines de la Ce du Phénix sont riches en cuivre natif et en argent, et quoique le filon de prehnite n'ait que quelques pouces d'épaisseur, dans la profondeur il se changera probablement en cuivre pur; des masses de cuivre et d'argent ont été trouvées dans un ravin voisin.

Les filons ont-ils été remplis par injection ignée, par sublimation, par un dépôt aqueux ou galvanique? c'est une question d'un grand intérêt pratique et scientifique sur laquelle les géologues et les mineurs sont loin d'être d'accord.

Les objections qu'on peut faire contre l'hypothèse d'une origine ignée sont : 1° que le cuivre a pris l'empreinte de cristaux de prehnite qui, au contact, n'a pas été rendue anhydre par le cuivre fondu ; 2° que si le cuivre avait été fondu, son point de fusion étant beaucoup plus élevé que celui de l'argent, ce dernier métal se serait nécessairement allié avec lui, tandis qu'au contraire il n'en contient pas quoique des filets d'argent soient mêlés d'une manière intime avec le cuivre métallique. Ces objections s'appliqueraient également à l'hypothèse de la sublimation du cuivre et de l'argent, puisque l'argent n'est pas volatil à la température de nos fourneaux.

Dans l'hypothèse d'un dépôt aqueux, il faut supposer une dissolution chimique du cuivre, et un réactif capable de précipiter le cuivre; or le résultat de la décomposition devrait se retrouver dans le filon; en outre il faudrait supposer une dissolution de cuivre bien concentrée pour produire des masses de cuivre métallique ayant 1′ à 3′ d'épaisseur et remplissant entièrement les fentes de la roche dans lesquelles on les trouve.

On a supposé qu'une ségrégation galvanique expliquerait l'origine de ces filons de cuivre; mais d'où le cuivre a-t-il été ségregé? Il est impossible que le galvanisme ait pu tirer le cuivre des roches de trapp ou de grès; et il serait difficile de concevoir où seraient les pôles d'une pile voltaïque assez puissante pour produire le dépôt de masses de cuivre aussi grandes.

On sait que les trapps sont magnétiques et polaires, c'est ce qui a été bien démontré par le docteur Locke et par d'autres observateurs pour les roches du lac Supérieur; cette propriété ré-

sulte de l'action par induction du magnétisme terrestre sur la grande quantité de minerai de fer magnétique contenu dans le trapp; j'ai constaté, en effet, qu'un trapp essayé à la forge a donné environ 12 p. 100 de fer métallique. (Voir Annales des mines, 4e série, t. XV, Sur le pouvoir magnétique des roches, p. 502.) On ne peut, à l'aide de l'aiguille magnétique, reconnaître s'il y a des courants électriques dans le cuivre métallique; car la déviation de l'aiguille est due à l'influence du magnétisme polaire du trapp.

La présence de cristaux de cuivre natif dans des cristaux de prehnite, de datholite, de chaux carbonatée et de quartz indique bien une formation simultanée du cuivre et des minéraux qui le renferment. Si l'on admet la formation ignée par injection ou par sublimation des zéolithes et de la chaux carbonatée, comment expliquer que la jacksonite ou la prehnite anhydre soit le seul minéral non hydraté?

On peut se demander si le cuivre natif des amygdaloïdes était répandu d'abord dans le grès, ou s'il a été apporté mécaniquement par le trapp? On a dit que le grès, étant formé des détritus de roches plus anciennes, pouvait contenir du minerai de cuivre qui se serait déposé en même temps que lui, et qui aurait ensuite été réduit à l'état métallique par le trapp; cette idée serait admissible, s'il était démontré que dans le voisinage du trapp, le grès contient du cuivre en quantité suffisante pour avoir pu donner celui que l'on observe dans les amygdaloïdes, ce qui n'est pas. On a dit aussi que le dépôt du minerai pouvait avoir eu lieu dans certaines parties du grès dans lesquelles il avait ensuite été réduit par le trapp; mais il faut avouer

que cela supposerait un degré remarquable d'intelligence au trapp qui aurait, en quelque sorte, pu deviner les places dans lesquelles le minerai avait été déposé. Il me semble, quant à moi, que l'on ne peut attribuer l'origine du cuivre à d'autres causes qu'à celles qui ont produit le trapp lui-même, et il est bien probable qu'il est venu avec lui de l'intérieur de la terre. Il y a dans le conglomérat des veines de carbonate de chaux spathique contenant des cristaux de cuivre dont quelques-uns pèsent quelquefois une demi-livre, et qui ont généralement la forme du dodécaèdre rhomboïdal : dans les veines de chaux carbonatée de la mine Agate-Harbor, il y a des masses de cuivre pesant quelques centaines de livres.

A la mine Coper-Harbor, de larges veines d'oxyde de cuivre noir et solide ont été trouvées dans le conglomérat; on ne connaît du reste ce minéral en quantité considérable dans aucune autre localité; il formait une veine de 14" d'épaisseur, qui a donné pendant quelque temps un minerai rendant 60 à 70 p. 100 de cuivre métallique; mais bientôt la veine traversa une couche de grès fin dans lequel elle se réduisit à de la chaux carbonatée. M. Teschemacher a trouvé parmi la masse d'oxyde noir de la mine de Copper-Harbor des cristaux réguliers et cubiques de cet oxyde; ces cristaux montrent que le minerai n'est pas du cuivre métallique souillé par des matières terreuses comme on l'avait admis; un échantillon de ce minerai pur analysé dans mon laboratoire a donné 79,86 de cuivre.

A la mine de Coper-Harbor, on trouve aussi la chrysocole ou l'hydrosilicate vert de cuivre ainsi que le silicate noir qui contient une moindre pro-

portion d'eau (voir Annales des mines, 4e série, 1846, t. IX, page 587, la notice publiée par M. Delesse, sur les hydrosilicates de cuivre verts et noirs); on peut concevoir que ces minerais résultent de la décomposition d'une solution de cuivre et d'une solution de chaux. Quant à l'oxyde noir, il peut avoir été déposé, soit par une solution, soit par une sublimation. On connaît d'ailleurs l'oxyde noir de cuivre sublimé au cratère du Vésuve, et il est en petites lamelles éclatantes comme le fer spéculaire.

Le chloride de cuivre est volatil et se sublime dans le cratère du Vésuve aussi bien que dans nos fourneaux: les expériences de M. F.-W. Davis ont complétement démontré qu'une quantité considérable de cuivre se perd par sublimation, quand on traite des minerais contenant des chlorides de ce métal.

Ces faits pourront servir dans la suite à expliquer la formation des filons métalliques; mais dans l'état actuel de la science, la théorie de cette formation est encore très-obscure.

Quant à l'âge du grès du lac Supérieur, il y a eu et il y a des différences d'opinion; on n'y trouve d'ailleurs pas de fossiles déterminables, et par conséquent on est privé du moyen le plus usuel pour déterminer cet âge. Quant à moi, dès 1844, j'ai pensé, à cause du caractère minéralogique et géologique, à cause de l'identité des minéraux qu'ils contiennent et de leur parallélisme, que les grès de la Nouvelle-Écosse et du lac Supérieur étaient contemporains, et qu'ils devaient être rapportés au nouveau grès rouge, et au moins être considérés comme de même âge que les grès de la Nouvelle-Écosse, du New-Jersey et du Connecticut; cette opinion, je crois devoir la maintenir.

Dans la partie méridionale de Keweenaw-Point, on a découvert une masse étendue de calcaire silurien, autour duquel les strates de grès sont horizontales. Ce calcaire est siliceux, incliné à peu près à 30 degrés, et on y a trouvé un fragment de fossile, probablement un pentamère. Il résulte de ce qui vient d'être dit, que le grès recouvre le calcaire silurien, et par conséquent il doit être rapporté soit au vieux, soit au nouveau grès rouge.

L'absence de fossiles dans ce grès porte d'ailleurs à croire que ce n'est pas le vieux grès rouge, et par conséquent c'est le nouveau grès rouge; cette opinion est aussi celle exprimée en 1846 par M. de Verneuil dans sa visite au lac; cependant on a dit que le grès passe sous les roches siluriennes, mais je ne pense pas que ce fait ait encore été observé.

Ile Royale. Cette île est située sur la côte Nord du lac supérieur, à 48° de latitude Nord et à 89 degrés de longitude Ouest; elle a environ 40 milles de longueur et 5 ou 6 milles de largeur. Ses côtes sont fortement découpées par des baies longues et étroites qui sont parallèles à la ligne de crête formée par le trapp qui traverse l'île dans toute sa longueur : quelques petits lacs étroits se trouvent d'ailleurs entre les montagnes du trapp et dans leur direction.

La direction générale de l'île est parallèle à Keweenaw-Point, et ses grès, aussi bien que ses trapps, sont de même âge. A l'extrémité Sud-Ouest de l'île, les bancs de grès fin s'observent près de Card's-Point, s'étendent le long de la côte de Siskawit-Bay, à Epidote-Cove, et forment des couches

peu inclinées qui disparaissent sous le lac et qui se retrouvent jusqu'à une distance considérable. Des conglomérats bordent la côte près le Rock-Harbor, et après on rencontre le trapp. Il y a environ le quart de la surface de l'île qui est occupé par le grès et par le conglomérat; le reste consiste en trapp formant des crêtes de 300′ à 500′ d'élévation au-dessus du lac, qui présentent une ligne brisée s'étendant sur toute la longueur de l'île; dans certaines places, des masses isolées de trapp forment comme de hautes tours.

Il y a deux espèces de filons métalliques dans cette île; les plus importants sont ceux près de Rock-Arbor: là sont des amas épais d'une roche d'épidote contenant de petites parcelles de cuivre et renfermant 8 à 10 p. 100 de ce métal; ils sont inclinés de 15° à 20°, et ils coupent le côté Sud de l'île à quelques pieds de la surface du lac. Sous cet amas d'épidote et de cuivre qui a 1′ d'épaisseur, on trouve de l'épidote très-dure ayant six pieds d'épaisseur. Jusqu'à présent, du reste, aucune recherche de mine n'a permis de constater l'étendue de cette roche, contenant de l'épidote et du cuivre. Des filons bien caractérisés coupent d'ailleurs le trapp à angle droit et traversent la contrée; ces filons sont généralement étroits et ils sont formés de datholite, de prehnite et de cuivre natif. La datholite est très-abondante et elle peut être employée avec avantage soit comme fondant pour le minerai de cuivre, soit pour la fabrication du borax. A cause de l'abondance de ce minéral dans les veines de cuivre, M. Black a donné le nom de datholite à une des localités de l'île Royale, appartenant à la compagnie de l'Ohio.

M. Mac Culloch a ouvert la mine de Todd's

Harbor, et on a extrait une quantité considérable de cuivre natif. Des recherches ont été faites à Scovill's-Point, mais elles ne sont pas suffisantes pour qu'on ait pu donner l'autorisation d'y établir des mines et des fonderies.

On ne sait pas quelle est la profondeur à laquelle les filons de cuivre natif du lac supérieur contiennent ce métal ; mais quand ils traversent le grès, ils éprouvent un changement, et l'expérience a montré que le cuivre diminue : c'est ce qui a été reconnu, par exemple, à la mine de Copper-Falls, où le filon traverse une couche de grès de 72', dans laquelle il est formé de chaux carbonatée, le cuivre ayant presque entièrement disparu.

On avait espéré que le filon s'enrichirait ensuite dans le trapp rencontré au-dessous du grès ; mais on a trouvé qu'elle se divisait en filons très-minces, qui n'avaient plus aucune importance industrielle. On peut estimer que la plus grande étendue en longueur des filons métalliques dans le trapp amygdaloïde est environ de 10.000' ; cependant il est possible qu'il y en ait encore d'une plus grande longueur.

Le caractère géologique est le seul guide dans lequel on puisse avoir confiance pour arriver à la découverte des filons métalliques au lac supérieur ; les lits des rivières, les dépressions du sol, correspondent à la direction habituelle des filons et facilitent leur découverte : on doit les rechercher, en s'aidant de la boussole, près de la ligne de contact du trapp avec le grès ; car les amygdaloïdes se sont formées à la rencontre des deux roches.

Dans ma première visite au lac, j'ai remarqué que les mines de cuivre productives se trouvaient

dans les endroits où il y avait le plus grand nombre d'alternances du trapp avec le grès; car, dès 1844, je n'avais pas compté moins de six alternances de ces deux roches près de Copper-Falls; mes recherches ultérieures ont confirmé cette observation.

D'après ce qui précède, on peut penser qu'à l'île Royale les filons de cuivre sont près du contact du trapp et du grès; les masses de cuivre natif trouvées éparses sur les bords du lac de Siskawit, et les observations faites à Datholite, confirment d'ailleurs cette opinion.

Dans le trapp compacte et columnaire, il est peu probable qu'on trouve des filons exploitables; tous les filons y sont minces, et ces filons renferment seulement de petites lamelles de cuivre.

Sur la rivière de l'Ontonagon, il y a quelques filons de cuivre qui sont explorées en ce moment, et il est probable qu'ils pourront être exploités avec avantage.

Sur la variolite de la Durance.

Par M. DELESSE, ingénieur des mines.

Verner et avec lui la plupart des géologues ont donné le nom de *variolite* à une roche qui s'observe en place entre Servières et le mont Genèvre(1), au-dessus du village de Villarodin, entre Modane et le fort Bramau dans la Savoie, aux environs de Sestri, sur la route entre Nice et Gênes; on la rencontre d'ailleurs à l'état de caillou roulé dans divers cours d'eau qui descendent des Alpes, notamment dans la Durance, dans la Doire, dans l'Uro, etc.

La même roche se trouve aussi dans le Fichtelgebirge (2), près de Braunau (Bavière), et dans le lit de l'Inn (3).

Globules feldspathiques.

Elle est caractérisée par des globules à peu près sphériques, formés dans sa pâte, qui restent en saillie lorsqu'elle subit la décomposition atmosphérique, et qui lui ont valu de nom de *variolite*. La couleur de ces globules varie du blanc légèrement verdâtre au vert et au gris verdâtre; dans le centre ils ont souvent une couleur violâtre; ils se kaolinisent, et alors ils deviennent brunâtres ou blanchâtres. Leurs dimensions sont variables; quelquefois ils sont presque microscopiques, le plus ordinairement ils ont plusieurs millimètres ou même 1 centimètre de diamètre : à Sestri, à Lavagna et surtout près du village du Mont-Genèvre,

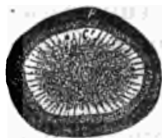
(1) Faujas. Essai sur les roches de trapps.
(2) Annales des Mines, 1re série, t. V, p. 397. Chierici.
(3) Hausmann. Minéralogie, p. 664.

ils sont beaucoup plus gros, et dans un échantillon de cette dernière localité qui m'a été envoyé par M. Scipion Gras, ingénieur en chef des mines, l'un des globules avait plus de 5 cent. de diamètre. Le plus ordinairement ils sont soudés à la pâte, dans laquelle leurs contours se fondent légèrement; quelquefois cependant ils sont séparés de la pâte d'une manière très-nette, et ils peuvent même s'en détacher complétement; cela a lieu en particulier lorsqu'ils ont de grandes dimensions.

Tantôt les globules sont isolés dans la pâte, tantôt ils sont tellement nombreux que la pâte en est presque entièrement formée, ils sont alors au contact; tantôt même un globule s'est développé dans la sphère d'action d'un globule voisin, et alors ils sont confluents.

La structure des globules s'observe bien quand on examine à la loupe les échantillons polis de la Durance. On reconnaît alors que cette structure est extrêmement complexe; généralement elle est simplement *radiée*, et une multitude de rayons microscopiques partent du centre à la circonférence.

Souvent elle est à la fois *radiée* et *concentrique*, et alors, comme on peut le voir sur la figure ci-contre qui représente un globule un peu irrégulier qui a été grossi, la partie centrale *c* qui est ordinairement rougeâtre violacée ou grisâtre, est entourée par un cercle *c'* blanchâtre, auquel succède un cercle *c''* ayane une couleur vert foncé, mais plus pâle que cellt de la pâte *p*.



Dans d'autres échantillons tel que celui représenté, *fi.* 1, *Pl. I*, on a des globules formés d'une partie centrale violette à laquelle succède un cercle

violet plus clair, puis un cercle concentrique blanc verdâtre qui au lieu de se fondre dans la pâte vert foncé de la roche s'en sépare au contraire d'une manière bien nette. Quelquefois d'ailleurs il y a un plus grand nombre de cercles concentriques que dans les globules qui viennent d'être décrits.

Enfin, dans certains globules qui sont cependant bien sphériques, et qui, au premier abord, paraissent simplement radiées du centre à la circonférence, la structure est *réticulée*, comme le montre cette figure; on voit alors une multitude de lamelles cristallines extrêmement fines, enchevêtrées irrégulièrement l'une dans l'autre, et qui se sont développées dans un sens différent de celui du rayon.

Quant à la pâte qui entoure ces globules, elle a tantôt une couleur uniforme qui est le plus généralement verdâtre ou vert foncé, tantôt au contraire elle est veinée comme la peau d'un serpent, ainsi que le montre la *fig.* 1, *Pl. I*, qui est la copie d'une variolite reproduite au daguerréotype avec un grossissement triple : les parties feldspathiques verdâtres qui n'ont pas pu se réunir en globules forment cependant des veines irrégulières et entrecroisées dans tous les sens qui se sont sans doute séparées du reste de la pâte par une sorte de liquation.

Quelquefois la pâte de la roche affecte encore, de même que certains globules, la structure réticulée due à une multitude de lamelles de feldspath microscopique qui s'entrecroisent dans tous les sens, et vue à la loupe elle présente à peu près la disposition de la figure ci-contre.

D'après ce que je viens de faire remarquer, la

structure des globules de la variolite de la Durance est généralement trop complexe pour qu'on puisse espérer que leur analyse conduise à un résultat simple; aussi ai-je choisi pour l'analyse des globules paraissant homogènes qui provenaient d'une variolite recueillie par M. Sc. Gras, laquelle se trouve en place à peu près à 2 kilomètres au Sud du village du Mont-Genèvre, près de Briançon.

Ces globules, de la grosseur d'une petite noix et à très-peu près sphériques, étaient entourées par une pâte vert noirâtre prenant par altération une couleur brune tachant les doigts qui indique la présence du manganèse; ils se sont séparés très-facilement de cette pâte en cassant l'échantillon. Quelques-uns présentaient, ordinairement vers leur centre, une petite cavité produite sans doute par le retrait de la matière au moment où elle s'est solidifiée en prenant la structure globulaire, et on peut comparer cette cavité à celle qu'on observe dans l'intérieur des balles de plomb. L'examen à la loupe m'a fait voir quelques veinules microscopiques de chaux carbonatée et de petits grains de fer oxydulé qui paraissent s'être développé dans des fissures, mais il n'y en avait qu'une très-petite quantité et les globules m'ont paru être parfaitement homogènes, ce qui n'a pas lieu généralement. Leur couleur bien uniforme était le vert grisâtre, et ils étaient translucides en esquilles minces. En les brisant, je n'ai observé, du reste, ni clivage, ni forme cristalline; et leur cassure, qui avait l'éclat un peu gras, était celle d'un pétrosilex.

Leur densité est de 2,98, elle est plus grande que celle d'aucun feldspath connu.

J'ai trouvé pour la composition chimique de ces globules :

Silice	56,12
Alumine	17,40
Oxyde de fer	7,79
Oxyde de chrome	0,51
Oxyde de manganèse	traces
Chaux	8,74
Magnésie	3,41
Soude	3,72
Potasse	0,24
Perte au feu	1,93
Somme	99,86

J'ai remarqué dans cette analyse que la silice séparée comme à l'ordinaire par une attaque au carbonate de potasse était légèrement colorée par de l'oxyde de fer, ainsi que cela a lieu pour certains minéraux et en particulier pour le grenat; ce caractère établit une distinction tranchée entre les globules et les feldspaths. Par leur grande teneur en oxyde de fer et en magnésie, et par leur faible teneur en alumine, eu égard à la quantité de silice qu'ils renferment, ces globules s'éloignent d'ailleurs tout à fait de la composition des feldspaths cristallisés qui ont été analysés jusqu'à présent; cependant, à cause de la présence des alcalis, je pense, avec la plupart des géologues, qu'on doit les rapporter à un feldspath. L'analyse précédente montre que ce feldspath renferme beaucoup plus de soude que de potasse, et par conséquent il y a lieu de le regarder comme appartenant au sixième système; c'est ce qui résulte aussi de l'étude de la variolite sur le terrain, car, ainsi que cela sera mentionné plus loin, elle est généralement au contact de l'euphotide, avec laquelle elle est associée et à laquelle elle semble même passer, elle doit donc, comme cette dernière roche, avoir pour base un feldspath du sixième système.

Il faudrait faire des hypothèses trop inusitées sur l'isomorphisme et sur le mode de substitution de plusieurs des substances qui entrent dans la composition des globules de cette variolite pour arriver à la formule d'un feldspath tel, par exemple, que le labrador; mais je ferai remarquer que la teneur en silice de ces globules, bien que supérieure à celle qui est habituelle au feldspath de l'euphotide, est cependant à peu près égale à celle que j'ai trouvée pour le feldspath de l'euphotide d'Odern (1) : on ne doit du reste pas être étonné des différences que la composition de ces globules présente avec celle du feldspath de l'euphotide; car, par cela même qu'ils n'ont pas pris une structure cristalline et lamelleuse, mais une structure radiée, ils sont formés seulement par une pâte feldspathique ne représentant pas un minéral bien défini.

Les globules de la variolite n'ont d'ailleurs pas une composition constante, et dans un même globule ayant une structure concentrique les parties blanchâtres ou blanc-verdâtres se rapprochent le plus de la composition d'un feldspath, tandis que les parties qui sont violacées ou grises, comme c'est le cas pour les globules que j'ai analysés, sont plus riches en fer et s'en éloignent au contraire très-notablement.

La plupart des géologues ont admis, sur l'autorité d'Haüy, que la couleur verte de la variolite, de même que celle d'un grand nombre d'autres roches, est due à de l'amphibole microscopique; mais beaucoup de géologues l'attribuent à du diallage, ce qui, au premier abord, paraît plus vraisemblable, car la variolite est associée avec l'euphotide dont elle paraît n'être qu'une dégradation; je n'ai cependant

(1) Annales des Mines, 4e série, t. XVI, p. 324.

observé ni des cristaux d'amphibole, ni même des cristaux de diallage dans la variolite proprement dite : il est bien vrai que la substance verte de la variolite résiste à l'action répétée de l'acide chlorhydrique bouillant, comme cela aurait lieu si elle était due à l'un ou à l'autre de ces deux minéraux, mais elle est toujours plus facile à rayer que l'amphibole ou que la diallage, et je pense que le plus généralement elle n'est autre que la pâte elle-même, dont la couleur verte doit être attribuée à une teneur en oxyde de fer et en magnésie plus grande que celle du reste de la roche.

La variolite de la Durance contient du reste, comme l'euphotide, de la serpentine ou une matière serpentineuse, et M. E. de Beaumont a même observé son passage à une serpentine bien caractérisée.

Carbonate.

Elle renferme aussi des *carbonates* qui se dissolvent dans l'acide acétique et d'autres qui ne font effervescence qu'avec l'acide chlorhydrique.

Pyrite de fer et fer oxydulé.

On y observe souvent de la *pyrite de fer* et quelquefois un peu de *fer oxydulé*.

Minéraux en filons.

Parmi les minéraux ayant rempli des filons ou des fissures dans la variolite, on peut surtout citer l'*épidote* vert pistache ou vert jaunâtre.

Elle est fréquemment associée avec le *quartz* qui se montre aussi en petits filets (voir *fig.* 1, *Pl. I*). Il y a encore de la *chaux carbonatée* blanche et spathique, ainsi que de la *chlorite ferrugineuse* vert foncé. L'épidote, le quartz, la chaux carbonatée et la chlorite forment quelquefois de petites amygdaloïdes, isolées dans la pâte de la roche et ont même rempli les cavités arrondies et produites par le retrait qui se trouvaient dans l'intérieur des globules.

Une variolite de la collection du Muséum, sans désignation de localité, a ses globules presque entièrement formés par de l'épidote vert jaunâtre,

au centre de laquelle se trouve quelquefois un globule feldspathique: dans cet échantillon l'épidote et le feldspath sont en couches concentriques qui se fondent à peu près l'une dans l'autre. L'association de ces deux minéraux peut paraître bizarre, car ils sont généralement séparés d'une manière très-nette; elle tient à ce que l'épidote, au lieu de se développer dans des filons, aura affecté autour des globules feldspathiques la structure rayonnée qu'elle prend quelquefois dans certaines roches plutoniques qui deviennent alors variolitiques (1).

Il importe de remarquer que les minéraux des filons ou des amygdaloïdes diffèrent complétement des globules feldspathiques par leur constitution minéralogique et chimique, aussi bien que par leur mode de formation.

En effet, les globules ont une structure cristalline incomplétement développée; ils contiennent des alcalis comme la pâte de la roche à laquelle ils sont le plus généralement soudés et dans laquelle ils se fondent même quelquefois d'une manière insensible; de plus ils se sont formés en même temps que cette pâte, dont ils ont à peu près la composition chimique.

Les minéraux des filons et des amygdaloïdes ont au contraire une structure cristalline bien développée et entièrement indépendante de celle de la masse de la roche; lors même que plusieurs d'entre eux se trouvent réunis dans des fentes microscopiques, ils sont cependant toujours sépa-

(1) Annales des Mines, 4e série, t. XII, p. 215. — Dans une roche de Schonfelds (Saxe), qui ressemble beaucoup à la variolite de la Durance, la structure variolitique est également due à de l'épidote, au centre de laquelle il y a quelquefois un globule violâtre.

rés l'un de l'autre et surtout de la pâte d'une manière très-nette; ils ne contiennent pas d'alcalis, et leur composition chimique, qui est simple, est toute différente de celle de la pâte; les forces de cristallisation qui leur ont donné naissance n'étaient donc pas gênées comme elles l'étaient dans la masse de la roche, mais elles ont dû agir lentement et de plus postérieurement à la cristallisation de cette masse : il n'est pas rare, en effet, de voir un globule coupé et déplacé comme le représente la figure ci-contre par un filon *f* d'épidote de quartz ou de chaux carbonatée (Voir aussi *fig.* 1, *Pl. I*).



On peut donc conclure de ce qui précède que la formation des globules qui donnent à la roche sa structure variolitique est antérieure à la formation des minéraux qui se sont développés dans les amygdaloïdes.

Masse de la roche.

J'ai fait quelques essais ayant pour but de déterminer les propriétés et la composition chimique moyenne d'une variolite bien caractérisée : la variolite qui m'a servi pour ces recherches provenait de la Durance; elle était formée par une pâte feldspathique vert clair, dans laquelle il y avait de nombreux globules presque contigus, ayant au plus 1 centimètre de diamètre : ces globules étaient généralement violacés dans leur partie centrale, et verdâtres à leur circonférence; autour des globules, et dans certaines parties qui étaient sans doute plus riches en fer et en magnésie, la pâte avait d'ailleurs une très-belle couleur verte. Enfin on y observait quelques veinules microscopiques d'épidote, de quartz et de chaux carbonatée.

La densité des globules violacés accompagnés

de parties verdâtres qui ont été extraits de la pâte de cette variolite est de.... 2,923 : cette densité est égale à celle qui a été obtenue pour les globules vert grisâtre de la variolite du mont Genèvre.

Brisson a trouvé pour la densité moyenne d'une variolite de la Durance.... 2,934 (1); celle de l'échantillon que j'ai analysé était un peu plus faible et de.... 2,896. On voit que la densité moyenne de la variolite peut être égale ou même un peu inférieure à celle des globules qu'elle renferme. Dans les roches feldspathiques à deux éléments, c'est généralement l'inverse qui a lieu, et leur densité moyenne est au contraire supérieure à celle de leur feldspath constituant : si la variolite fait exception, il faut l'attribuer à ce que toute sa masse est restée à l'état de pâte; les globules feldspathiques ont seuls pris une structure demi-cristalline par laquelle leur densité a dû être augmentée, ainsi que cela a été démontré antérieurement (2).

Bien qu'elle soit assez riche en oxyde de fer, la variolite de la Durance est très-réfractaire; elle l'est autant et même plus que les granites riches en quartz, car, lorsqu'elle est pulvérisée, un séjour de dix-huit heures dans un four de verrerie l'amène seulement à l'état pâteux, et la transforme en un verre couleur de bouteille qui contient des bulles nombreuses. De Saussure avait déjà remarqué qu'une variolite des environs de Fréjus était, disait-il, presque aussi réfractaire que du silex, mais que les globules l'étaient moins que la pâte (3).

---

(1) De Saussure. Voyage dans les Alpes, t. III, p. 344.
(2) Bulletin de la Société géologique, 2e série, t. IV, p. 1380.
(3) De Saussure. Voyage dans les Alpes, § 1449.

On peut voir par les analyses que j'ai faites que si les globules et la masse de la variolite sont refractaires, cela ne tient pas comme pour les granites à une forte teneur en silice, mais bien à une faible teneur en alcalis à laquelle vient encore s'ajouter pour la masse de la variolite une teneur assez élevée en magnésie.

La densité du verre que j'ai obtenu dans le four de verrerie était seulement de.... 2,288; la diminution de densité de la roche est donc extrêmement considérable et de.... 20,93.

J'ai trouvé le pouvoir magnétique de cette variolite de la Durance égale à.... 65.

Calcinée dans un creuset fermé, elle prend une couleur gris-brunâtre foncé : les globules se distinguent alors beaucoup plus difficilement de la pâte, et ils ont comme elle une couleur gris brunâtre, qui est seulement un peu plus claire; les filets microscopiques d'épidote, de chaux carbonatée et de quartz se reconnaissent au contraire très-facilement.

Comme le gypse est souvent associé aux roches éruptives des Alpes, j'ai pensé devoir rechercher s'il n'y aurait pas un peu d'acide sulfurique combiné dans la pâte même de la variolite, mais je n'en ai pas trouvé.

Dans des recherches antérieures j'ai constaté que dans les roches feldspathiques à deux éléments, dont le feldspath n'a pas une teneur en silice supérieure à celle du labrador, l'attaque par l'acide chlorhydrique bouillant dissout à peu près un tiers de la roche; il en est de même pour la variolite; en effet en l'attaquant après porphyrisation par l'acide hydrochlorique bouillant, j'ai obtenu un résidu formé de silice et de matière [illegible]-

complétement attaquée, qui pesait 67,25 p. 100; 32,75 représentent donc les bases dissoutes par l'acide; ainsi que l'acide carbonique et l'eau de la roche. J'ai séparé la silice soluble qui était dans le résidu en le faisant bouillir avec une dissolution de carbonate de soude, et j'ai trouvé que ce résidu renfermait 28,08 de silice et 39,17 de matière incomplétement attaquée.

L'analyse m'a donné pour la composition moyenne de cette variolite de la Durance :

Silice	52,79
Alumine	11,78
Oxyde de chrôme	traces
Protoxyde de fer	11,07
Protoxyde de manganèse	traces
Chaux	5,90
Magnésie	9,01
Soude	3,07
Potasse	1,16
Perte au feu	4,38
Somme	99,14

En calcinant la variolite sur la lampe à alcool, j'ai obtenu une perte qui était seulement de 2,35 p. 100; il est probable que la différence 4,38 — 2,35 = 2,03 correspond à peu près à l'acide carbonique du carbonate mélangé.

Pour un autre échantillon de variolite, la perte par calcination sur la lampe à alcool n'était également que de 1,37.

J'ai trouvé du chrôme dans la variolite de la Durance, mais en quantité moindre que dans les globules de la variolite du mont Genèvre qui en contiennent une quantité notable. C'est sans doute au chrôme combiné dans sa pâte que la variolite doit sa belle couleur verte. Il importe de remarquer que l'euphotide est une roche chromifère

qui peut renfermer du chrôme dans le diallage, dans la serpentine et même dans la pâte, ainsi que dans le fer oxydulé; comme le chrôme n'entre pas habituellement dans la composition des roches, sa présence peut être considérée comme caractéristique pour l'euphotide ainsi que pour la variolite, et elle montre bien que ces deux roches ont une origine commune.

Quoique la masse de la variolite de la Durance qui vient d'être analysée fut presque entièrement formée de globules, sa teneur en silice, qui est à peu près celle de ses globules, est cependant notablement moindre que celle des globules plus gros analysés précédemment : la composition des globules de la variolite n'est donc pas plus constante que celle du feldspath qui forme la base de l'euphotide, et tout porte à croire que leur teneur en silice peut varier dans les mêmes limites que celle de ce feldspath.

Si on compare d'ailleurs la composition moyenne de la variolite à celle des globules analysés précédemment, on voit qu'elle en diffère surtout en ce qu'elle contient plus de magnésie et plus d'oxyde de fer; et on pouvait prévoir ce résultat, car dans toutes les roches ces deux bases ont été repoussées dans la pâte par la cristallisation du feldspath.

D'un autre côté, comme la teneur en alcalis est presque la même dans les deux analyses, on peut en conclure que la masse de la variolite est formée par une pâte feldspathique à peu près aussi riche en alcali que les globules. Dans des recherches antérieures j'ai déjà constaté qu'il en était de même pour les porphyres en général, et notamment pour les mélaphyres, car leur pâte ne contient guère moins d'alcali que le labrador qui y a

cristallisé : il est du reste facile de concevoir que les différences sont d'autant moins grandes que la roche a une structure moins cristalline, par conséquent elles doivent être très-petites dans la variolite, qui est en quelque sorte la limite des roches cristallines, car elle représente le dernier degré de dégradation de la structure porphyrique, et même elle appartient déjà aux roches qui sont entièrement pétrosiliceuses ou non cristallines.

Si la structure cristalline de la variolite est imparfaitement développée, cela tient surtout à des circonstances particulières de son gisement et de sa formation; mais les analyses qui précèdent permettent de l'expliquer par sa composition chimique : en effet les globules de la variolite sont pauvres en alcalis et surtout en alumine; si on calcule, par exemple, la quantité d'alumine qu'on aurait dû trouver d'après leur teneur en silice pour former un feldspath tel que le labrador, on voit qu'elle serait beaucoup plus grande que celle qui a été obtenue dans les analyses précédentes. Comme les globules ont une composition peu différente de celle de la pâte, on conçoit que dans l'hypothèse d'une cristallisation rapide de la roche, il n'a pas pu se séparer de cette pâte la quantité d'alumine qui, d'après la teneur en silice, eût été nécessaire pour former du feldspath.

Emploi dans les arts.

La variolite est susceptible de recevoir un beau poli; on la travaille pour objets d'ornements, et on la monte à la manière des bijoux à Briançon, à Turin et à Grenoble.

Gisement.

MM. Cordier, E. de Beaumont, Sc. Gras et les géologues qui ont étudié la variolite dans les Alpes, la regardent comme une variété de l'euphotide, dans laquelle la structure cristalline n'aurait pas pu se développer. Ils ont observé de

plus que la variolite, l'euphotide et la serpentine sont presque toujours réunies dans le même lieu, et qu'elles présentent entre elles tous les passages minéralogiques; aussi M. Sc. Gras les considère-t-il comme les variétés extrêmes et les mieux caractérisées d'une roche particulière aux Alpes qu'il désigne sous le nom d'*euphotide serpentineuse* (1). On voit en effet, par les analyses qui précèdent, que la composition chimique de la variolite ne diffère pas de la composition moyenne d'une euphotide et surtout d'une euphotide serpentineuse.

Il résulte des observations faites par M. E. de Beaumont au mont Genèvre, et de ses collections qu'il a bien voulu mettre à ma disposition, que l'euphotide formant le massif central du Mont-Genèvre, est encore accompagnée ou entourée par des roches bréchiformes variées, ainsi que par des roches probablement métamorphiques, dans lesquelles il y a tantôt de la chlorite ainsi que du fer oxydulé, tantôt de la serpentine, du diallage, une espèce de pyrosklérite et le mica qu'on observe généralement dans le calcaire métamorphique et en particulier dans celui des Vosges. A ces roches succèdent différentes assises essentiellement calcaires qui appartiennent au terrain jurassique, et qui sont relevées autour du massif central.

M. Sc. Gras, qui a étudié le gisement de la variolite ou de l'euphotide serpentineuse (1), a constaté que dans le Dauphiné et dans la Savoie elle ne se trouve jamais dans un terrain plus récent que dans le terrain à combustible des Alpes, que M. E. de Beaumont a le premier rapporté au terrain jurassique.

(1) Sc. Gras. Bulletin de la Société géologique, 2e série, t. I, p. 723.

RAPPORT

Fait à la Commission centrale des machines à vapeur, dans sa séance du 28 décembre 1849.

Par M. PHILLIPS, secrétaire adjoint.

Les expériences entreprises ont eu pour but de vérifier le fait suivant, et d'en rechercher la cause.

A la suite de plusieurs accidents de chaudières à vapeur, survenus dans des circonstances à peu près identiques, on a dit que pendant la suspension de travail des machines à vapeur, il pouvait y avoir suréchauffement de la tôle des chaudières, et que l'explosion pouvait être causée par la tuméfaction de l'eau qui, lors de la reprise du travail, venait baigner les parois suréchauffées.

Plusieurs expériences ont été faites, à l'usine de M. Gouin, à Batignolles. Le générateur servant aux expériences se compose de deux chaudières cylindriques à fonds légèrement bombés, munies chacune d'un réservoir de vapeur, avec un bouilleur interposé entre les deux, et destiné à recevoir l'eau d'alimentation avant son admission dans les chaudières. Ce dernier est chauffé à l'aide des flammes qui ont circulé sous les deux chaudières et qui se revident ensuite dans la cheminée. Il est destiné à recevoir la majeure partie des sédiments déposés par l'eau d'alimentation.

Les deux chaudières sont d'ailleurs identiques. Elles ont 10^{m}.30 de longueur sur 0^{m},80 de dia-

mètre. Le bouilleur a la même longueur et un diamètre de 0m,395. Les réservoirs de vapeur ont 0m.45 sur 0m,45. Les chaudières sont timbrées à 6 atm.; leurs carneaux latéraux s'élèvent à 0m,05 au-dessous de leur axe, et le niveau de l'eau est maintenu à la même hauteur au-dessus de cet axe. L'alimentation se fait tantôt par une pompe mue par la machine, tantôt par un retour d'eau. L'eau d'alimentation est introduite d'abord dans le bouilleur et se rend ensuite dans les chaudières par des tuyaux qui plongent, dans chacune d'elles, à l'extrémité opposée au foyer. Au-dessus des réservoirs de vapeur s'élèvent les tuyaux de prise de vapeur qui se réunissent immédiatement en un seul de 0m,06 de diamètre sur 12 à 15 mètres de longueur. Celui-ci aboutit à la machine, qui est de 20 à 25 chevaux, à détente et à condensation; le vide du condenseur est de 0m,60 à 0m,70. Elle est à cylindre oscillant. La vapeur des chaudières fait aussi fonctionnner de temps en temps un *marteau-pilon*. Il y a un manomètre Richard et un manomètre à air comprimé correspondant soit aux chaudières ensemble, soit à l'une quelconque d'entre elles à volonté. Enfin le retour d'eau est muni d'un tuyau d'échappement de vapeur à l'aide duquel on peut, quand on le désire, laisser échapper la vapeur de l'une quelconque des deux chaudières ou même de toutes les deux.

L'appareil qui a été jugé le plus convenable pour procéder aux essais en question et qui a été construit d'après les indications de M. Regnault est un thermomètre à mercure, gradué jusqu'à 250° cent. et dont la presque totalité de la tige est recourbée à angle droit sur le réservoir. La tige a été formée d'un verre d'environ 0m,005 d'épaisseur pour lui donner plus de solidité.

Pour procéder aux expériences, on a mis à nu, par l'enlèvement de quelques briques, la surface de la tôle d'une des deux chaudières sur une longueur horizontale d'environ 0^m,30 et sur une hauteur suffisante pour y loger parallèlement aux arêtes du cylindre un manchon de tôle demi-cylindrique de 0^m,07 à 0^m,08 de diamètre dont les arêtes extrêmes venaient s'appliquer exactement sur la tôle bien nettoyée de la chaudière. La partie du thermomètre contenant le réservoir était logée horizontalement dans le manchon, et la tige s'élevait verticalement au-dessus. On assujettissait ensuite le tout en le recouvrant du sable de la chaudière, après avoir eu soin de protéger les extrémités du manchon à l'aide de menus fragments de briques. Le tout était ensuite recouvert de sable pour éviter le refroidissement extérieur.

Le thermomètre, placé à 2 mètres environ de distance du réservoir et de la prise de vapeur, était à 0^m,175 de hauteur au-dessus du niveau de l'eau, c'est-à-dire à mi-hauteur entre ce niveau et le dôme de la chaudière.

Les observations se bornaient ensuite à constater à des intervalles suffisamment rapprochés, la température indiquée par le thermomètre et la pression du manomètre au même moment. Toutes les expériences ont commencé d'un quart d'heure à une demi-heure avant la cessation du travail. Elles se sont maintenues pendant l'heure que dure le repas des ouvriers, et se sont prolongées d'un quart d'heure à une demi-heure après la reprise du travail.

Trois expériences sont détaillées au complet dans le tableau suivant :

PREMIÈRE EXPÉRIENCE.

Les deux chaudières sont en activité, et la machine fonctionne. On place le thermomètre et, au bout de quelques minutes, on commence les observations.

TEMPS.		PRESSION en atmosphères d'après le manomètre.	TEMPÉRATURE.	OBSERVATIONS.
h.	m.	atm.	deg.	
1	45	4,4	118	
1	47	4,3	121,3	
1	49	4,2	125	
1	51	4,3	126,5	
1	53	4,3	127,9	
1	55	4,3	128,7	
1	57	4,33	129,2	
1	59	4,35	129,8	
2	1	4,35	130,1	
2	3	4,25	130,9	
2	5	4,23	131	On arrête la machine, et la suspension de travail commence.
2	7	4,3	131	
2	9	4,35	131,3	
2	11	4,39	131,9	
2	13	4,42	132,3	
2	15	4,60	132,7	
2	20	4,55	133,8	
2	25	4,60	134,6	
2	30	4,65	135,4	
2	35	4,69	136	
2	40	4,70	136,4	
2	45	4,91	136,9	
2	50	4,94	137	
2	55	4,99	137	
3		5	137	
3	5	5	137	On remet en marche; mais la chaudière sur laquelle est placée le thermomètre envoie seule la vapeur à la machine, l'autre chaudière est fermée.
3	7	4,95	136,5	
3	9	5	135,7	
3	11	5,11	134,9	
3	13	5,29	134,3	
3	15	5,31	133,8	
3	17	5,27	133,3	
3	19	5,2	133	
3	21	5,27	132,7	
3	23	5,34	132,8	
3	25	5,4	132	
3	30	5	135,5	A ce moment, le chauffeur s'aperçoit que l'autre chaudière est restée fermée; il ouvre le robinet de vapeur, et à partir de ce moment les deux chaudières donnent de la vapeur à la machine.
3	35	4,17	136,5	
3	40	4,08	135,5	
3	45	4,25	134,7	
3	50	4,18	134	
2	55	4,31	134,5	
4		4,37	134,7	

DEUXIÈME EXPÉRIENCE.

La machine est en activité ainsi que les deux chaudières. A 1 h. 26 min., le thermomètre est mis en place. Le manomètre de l'autre expérience est sale, ce qui empêche de s'en servir au-dessous de 4 atm. Dans cette expérience, les pressions sont données par l'autre manomètre (à air comprimé). Au-dessus de 4 atm., on a joint les pressions indiquées par le premier manomètre (manomètre Richard), elles sont entre parenthèses.

TEMPS.	PRESSION EN atmosphères d'après le manomètre.	TEMPÉRATURE.	OBSERVATIONS.
h. m.	atm.	deg.	
1 30	3,33	124	
1 35	3,33	127	
1 40	3.53	128,8	
1 45	3,65	129,9	
1 50	3,70	130,7	
1 55	3,70	130,9	
2	3,60	130,8	
2 3 1/2	3,60	130,7	On arrête la machine.
2 5	3,75 (4,2)	131	
2 10	3,8 (4,15)	132,3	
2 15	3,95 (4,24)	133,2	
2 20	4,05 (4,30)	134,2	
2 25	4,2 (4,49)	135	
2 30	4,35 (4,59)	135,9	
2 40	4,55 (4,80)	137,5	
2 50	4,8 (5,00)	139	
3	5,00 (5,15)	140,2	
3 5	4.95 (5,1)	140,9	On remet en marche.
3 15	4,4 (4,69)	138,7	
3 25	4,00 (4,32)	136,7	

TROISIÈME EXPÉRIENCE.

	manom. Richard.		
1 43	4,2	107	
1 45	4,10	121	
1 50	3,90	127	
1 55	3.40	128	
2	3,35	129	
2 5	3,38	130	
2 10	3,44	131,5	
2 15	3.48	133	
2 20	3,49	133,5	On arrête la machine, mais on laisse échapper la vapeur de manière à ce que la pression ne varie pas.
2 25	3,56	134,8	
2 30	3,60	135,2	
2 35	3,50	136	
2 40	3,47	136	
2 45	3,53	136,6	
2 50	3,52	137	
2 55	3,50	137	
3	3,49	136,9	On pousse assez fortement le feu qu'on avait laissé tomber; mais on ne fait pas fonctionner la machine. La pression augmente.
3 5	3.75	138	
3 10	4,70	141	
3 15	5,20	143,5	La chaudière est mise en communication avec la machine et on alimente.
3 17	4,60	145	
3 20	4,60	145	
3 25	4,77	144,9	
3 30	4,77	144,9	
3 35	4,52	144,6	

Si on voulait tenir compte dans ces expériences de ce que la presque totalité de la tige du thermomètre était dans l'air ambiant, il faudrait augmenter les températures des tableaux précédents d'environ 3°,5. Ainsi, il y avait environ 10 à 11 divisions de la tige placées dans le manchon et soustraites au refroidissement extérieur. La température de l'air au-dessus de ce manchon, par une expérience directe, a été reconnue de 26°. La température minima répondant au fonctionnement de la machine était de 131° et la température maxima, pour l'état de repos, était de 141°. Il y a donc à chercher le nombre de divisions dont l'augmenteraient, dans le premier cas, 120 divisions pour une élévation de température 105° et, dans le second cas, 130 divisions pour une élévation de température de 115°. Les coefficients de dilatation du mercure étant pris, d'après M. Regnault, de 0,00024 dans le premier cas et de 0,00025 dans le deuxième, on trouve dans le premier cas une augmentation de 3°,02, et dans le deuxième de 3°,74.

Dans les premières expériences, les observations ont commencé à 1 h. 45′. De ce moment, à 2 h. 3′, par conséquent, pendant 18′, la machine a fonctionné. La pression intérieure s'est constamment maintenue entre $4^{at.}$,2 et $4^{at.}$,4 et la température s'est élevée graduellement de 118° à 130°,9; le thermomètre paraissait alors sensiblement stationnaire.

A 2 h. 3′, on a arrêté la machine et on a laissé tomber le feu en laissant la vapeur s'accumuler dans les chaudières. Ce temps de repos a duré une heure. Dans l'intervalle de 2 h. 3′ à 3 h., la pression s'est élevée graduellement et d'une ma-

nière très-régulière de $4^{at.}$,23 à 5 at., en même temps que le thermomètre a monté constamment depuis 131° jusqu'à 137°. Cette dernière température est restée absolument fixe pendant les dernières 20 minutes, en même temps que le manomètre se maintenait entre $4^{at.}$,91 et 5 atm.

A 3 h. 5′, la machine a commencé à fonctionner de nouveau ; mais par une erreur provenant de ce qu'on était venu dans l'intervalle réparer un joint de la prise de vapeur de l'autre chaudière, celle-ci est restée fermée lorsqu'on a repris le travail, de sorte que pendant 20 minutes, la chaudière sur laquelle était le thermomètre a seule fourni de la vapeur à la machine; mais d'ailleurs, les deux chaudières communiquaient au manomètre. Pendant ces 20 minutes, le manomètre a varié de $4^{at.}$,95 à $5^{at.}$,4, ce qui n'est pas étonnant si l'on fait attention à la grande quantité de vapeur qui s'accumulait dans l'autre chaudière. En même temps, le thermomètre est descendu rapidement et sans réaction, de 137° à 132°.

A 3 h. 25′ on s'est aperçu que l'autre chaudière était restée fermée et on a rétabli immédiatement la communication avec la machine : à l'instant même la température s'est élevée de nouveau en même temps que le manomètre, accusant la pression moyenne des deux chaudières, a baissé. De 3 h. 30′ à 4 h., la pression a varié de $4^{at.}$,08 à $4^{at.}$,37, et la température a varié de 134° à 136°,5.

On voit que, dans cette expérience, il y a eu augmentation de température pendant le repos et abaissement pendant la marche de la machine. La différence, au reste, n'a été que de 5 à 6° tout au plus. Toutefois, il faut considérer qu'on n'a pas là les vraies températures de la tôle dans l'intérieur de la chaudière, car celles accusées par le

thermomètre diffèrent très-sensiblement de celles qui répondraient aux pressions indiquées par le manomètre.

Ainsi pendant la marche, à la température extérieure de la tôle de 131°, répondait une pression de $4^{at.},25$ au manomètre; or, à cette pression absolue, la température de la vapeur devait être de 146°,5 d'après les expériences de M. Regnault, ce qui fait une différence de 15°,5. Pendant le repos, la température extérieure était devenue stationnaire à 137°. En même temps le manomètre marquait 5 atm., ce qui répond à une température, pour la vapeur, de 152°,25, ce qui prouve que la température intérieure surpassait de 15°,25 la température extérieure de la tôle. Ainsi, dans les deux cas, le flux de chaleur se portait de l'intérieur à l'extérieur de la chaudière. Si on voulait prendre pour température de la masse de la tôle la moyenne entre la température extérieure donnée par le thermomètre et celle intérieure répondant à la pression de la vapeur, on aurait dans le premier cas 138°,8 et 144°,63 dans le second, ce qui ferait 5°,83 de différence entre la température de la masse de la tôle pendant la marche et pendant le repos de la machine.

La seconde expérience a donné des résultats tout à fait semblables. Pendant le repos, la température devenue tout à fait stationnaire a augmenté sans réaction de 130°,7 à 140°,9, c'est-à-dire de plus de 10°, pendant que le manomètre montait constamment de $3^{at.},75$ à 5 atm. A la reprise du travail, les deux chaudières communiquant avec la machine, au bout de 20 minutes la pression était descendue à 4 atm. et la température à 136°,7; mais celle-ci n'était pas encore stationnaire.

Si on voulait encore prendre pour température de la masse de la tôle la moyenne entre la température intérieure donnée par le thermomètre et la température extérieure répondant à la pression de la vapeur, on aurait 136°,5 au lieu de 131° pour la marche de la machine et 146°,5 au lieu de 141° pour le repos. La différence de température dans les deux périodes serait, dans ce cas, de 10°.

Ces deux expériences ont donc donné le même résultat, c'est-à-dire une température, à l'extérieur de la tôle, plus élevé de 5 à 10° pendant le repos que pendant la marche, et une température moyenne de la tôle plus élevée de 6 à 10° pendant la première période que pendant la seconde. Cette différence, dans le cas actuel, est trop minime pour expliquer des explosions.

En effet, en supposant que la masse de la tôle, lors de la reprise du travail, dût abandonner subitement la chaleur répondant à 10° de température, cette quantité de chaleur serait, dans le cas actuel, de 1062 calories susceptibles de gazéifier instantanément 1k,63 d'eau qui, vaporisés et concentrés dans l'intérieur de la chaudière, y élèveraient la tension intérieure de la vapeur de 4at.,64. C'est là la limite la plus étendue qui résulte des expériences et de l'hypothèse précédente. Mais cette limite est elle-même incomparablement trop élevée dans le cas actuel, car elle suppose que l'eau se vaporise instantanément et que la tôle de la chaudière se met immédiatement, lors de la reprise du travail, en équilibre de température avec la masse de l'eau. Or l'expérience prouve qu'il n'en est nullement ainsi, car, lors de la reprise du travail, le thermomètre a toujours mis au moins 3 minutes pour descendre d'un degré, et le ma-

nomètre, d'ailleurs, a toujours commencé par descendre au lieu de monter. A la tension intérieure de la chaudière qui a lieu à l'état normal, pendant la marche, la quantité de vapeur produite par la tôle pour se mettre en équilibre de température, ne représente qu'un volume de 3^{m3},08, et ce volume a tout le temps de s'écouler par le jeu de la machine pendant l'intervalle que met la tôle à se refroidir et qui est au moins d'une demi-heure.

Quant à la cause de la différence de température pendant le repos et pendant la marche, deux hypothèses sont seules admissibles. Le fait est dû ou à ce que pendant le repos, la tension intérieure de la vapeur augmenterait par suite de son accumulation dans la chaudière, ou à ce que, pendant la marche, la projection d'eau liquide entraînée par la vapeur sur les parois de la chaudière refroidirait celles-ci.

Ces deux hypothèses s'accordent l'une et l'autre avec les résultats numériques des deux expériences déjà citées; mais, d'après la troisième expérience qui a été dirigée en vue principalement de rechercher la cause du fait en question, celui-ci me paraît devoir être simplement attribué au surcroît de tension produit, pendant l'intervalle de repos, par l'accumulation de la vapeur. En effet, dans cette troisième expérience, dont les résultats sont détaillés dans le tableau précédent, on a, pendant l'intervalle de repos, laissé perdre la vapeur par le tuyau d'échappement du retour d'eau, de manière que la pression ne s'élevât pas pendant tout le temps du repos de la machine. Comme on a laissé tomber le feu tout à fait, on n'a eu, au bout de peu de temps, à laisser échapper qu'une très-faible quantité de vapeur, ce qui a

permis de négliger tout à fait l'effet de l'eau que cette vapeur pouvait entraîner pour refroidir les parois. On a ainsi maintenu la pression, pendant l'intervalle de repos, entre $3^{at.},47$ et $3^{at.},60$, et la température qui, à la fin du travail, n'était pas encore stationnaire, ne s'est élevée que de $133°,5$ à $137°$, c'est-à-dire de $3°,5$. De 2 h. 45' à 3 h., la température s'est maintenue entre $136°,6$ et $137°$. A ce moment, on a chargé la grille et on a poussé le feu assez vivement, sans établir encore la communication avec la machine. De 3 h. 5' à 3 h. 15', la pression a augmenté de $3^{at.},75$ à $3^{at.},20$, et la température s'est élevée de $136°,9$ à $143°,5$. A 3 h. 15', la communication est établie avec la machine et on alimente la chaudière. De 3 h. 15' à 3 h. 25', la pression se maintient entre $4^{at.},52$ et $4^{at.},60$ et la température entre $145°$ et $144°,60$.

Résumé.

En résumé, on voit que, d'une part, en s'arrangeant de manière à ne pas laisser la pression s'élever pendant l'intervalle de repos on n'a eu qu'une augmentation insignifiante de température, et, d'autre part, que, dans toutes les circonstances où la température a varié dans un sens ou dans l'autre, elle l'a fait dans le même sens que la pression intérieure de la vapeur dans la chaudière servant aux observations. La première a seule présenté à cet égard une anomalie, mais qui, du reste, s'explique facilement. Dans cette expérience, à la reprise du travail, alors que, par erreur du chauffeur, l'autre chaudière restant fermée, celle où était le thermomètre fournissait seule la vapeur à la machine, la pression est montée de 5 atm. à $5^{at.},40$; pendant qu'au contraire, la température descendait de $137°$ à $132°$; mais cette circonstance s'explique naturellement, si l'on considère que le manomètre communiquant à la fois aux deux

chaudières, n'indiquait en rien la pression existante dans l'intérieur de celle qui fonctionnait seule et dont la tension devait évidemment être bien moindre que dans l'autre.

Il me semble donc résulter de ces expériences, et j'ai l'honneur de proposer à la commission de répondre à M. le ministre des travaux publics, que dans toutes les chaudières à vapeur bien établies et bien conduites qui fonctionnent dans des circonstances analogues à celle-ci, ce qui est le cas le plus ordinaire, l'accumulation de vapeur qui a lieu dans la chaudière pendant la suspension du travail produit un suréchauffement des parois, mais que celui-ci n'était pas assez considérable pour être par lui-même une cause d'explosion.

La commission a approuvé les conclusions du rapporteur et y a joint l'observation suivante, sur la proposition d'un de ses membres. C'est que les expériences relatées ci-dessus prouvent bien que, dans le cas actuel et dans ceux analogues, le flux de chaleur a constamment lieu de l'intérieur à l'extérieur de la chaudière, en sorte que la chaudière donnant toujours de la chaleur à la maçonnerie du fourneau au lieu d'en recevoir d'elle, une explosion n'est pas à craindre au moment de la reprise du travail, mais qu'il pourrait bien arriver que dans certaines chaudières mal conduites, sous lesquelles le feu aurait été poussé très-activement, le fait inverse se produisît, en sorte que la maçonnerie s'étant suréchauffée et abandonnant directement sa chaleur à la tôle de la chaudière, celle-ci vînt à acquérir, pendant le repos, une température notablement plus élevée que l'eau, auquel cas un accident pourrait être à craindre au moment de la reprise du travail.

NOTICE

Sur les usines catalano-liguriennes et sur les avantages récemment obtenus en utilisant les flammes perdues, *par* C. BALDRACCO.

(Traduit par MM. JORDANO et GASTALDI.)

Dans les provinces de Gênes, de Savone et d'Albenga, il y a quarante usines à fer catalano-liguriennes établies pour la plupart depuis une époque très-reculée, puisque ni l'histoire ni les traditions populaires de la Ligurie ne conservent aucun souvenir de leur origine.

Elles se composent de la forge proprement dite, dans laquelle le minerai est directement converti en fer malléable, et d'un atelier séparé, le *maillet* ou marteau dans lequel le fer est réchauffé et étiré en barres. Le matériel, tant de la forge que du marteau, se compose d'un *foyer* avec sa *trompe* pour l'air, d'un *marteau*, mû par une roue hydraulique à palettes et d'un *martinet*. L'eau du canal de direction est reçue dans un réservoir de la capacité de 1.200 à 1.500 mètres cubes où elle s'accumule; elle est ensuite admise par des vannes, au-dessous des roues, et aux trompes, dans les proportions convenables aux différentes périodes des opérations.

Ce foyer, essentiellement formé par 4 parois, est établi sur le sol entre un massif de maçonnerie

en pierres grossièrement taillées, le *fousinal* (1) (*fucinale*), et contre un mur épais où est la tuyère; latéralement, il y a un espace recouvert par une plaque en fonte ou *tablier*, devant laquelle se tiennent les ouvriers pendant le travail. La paroi placée dans le mur de la tuyère, et qui est à gauche de l'opérateur, est dite la partie des *porges* (2) (*dei poggi*); la paroi à droite, est la partie *d'avant* ou du mail; la paroi près du tablier, est la partie du *latairol* ou de *la main*; et enfin la paroi opposée à celle-ci, c'est la partie *d'arrière* ou de la *cave*.

Le côté des porges est formé par quelques prismes en fonte (les *porges*) de section carrée de $0^m,15$ sur $0^m,15$. Cette paroi est verticale, elle a $0^m,64$ de haut et une longueur de $1^m,10$ à la partie supérieure qui se réduit à $0^m,40$ à la partie inférieure. Elle est un peu oblique par rapport au mur de varme, étant en saillie sur lui de 0,03 du côté du tablier et de 0,11 à l'extrémité opposée. La tuyère est appuyée sur le porge supérieur.

Le côté du latairol est fortement déversé en dehors et en même temps un peu oblique par rapport au mur de varme ou de la tuyère, formant avec lui un angle un peu rentrant vers l'intérieur du feu, de manière que la verticale abaissée du centre de l'œil de la tuyère le rencontre à $0^m,57$ en contre-bas. Le bord supérieur de cette paroi a

---

(1) J'ai désigné par *fousinal*, nom employé dans les forges pyrénéennes, ce massif dit en italien *fucinale*, quoique d'après M. François l'on entende dans les Pyrénées par fousinal une partie du mur de varme.

(2) *Porges* est l'équivalent de *poggi* en italien. Ce mot est employé dans le même sens dans les Pyrénées.

0,82 de longueur; et ainsi que celui du côté *d'avant* et de la *cave*, il est plus élevé que le bord supérieur du *côté des porges*, de 0,03. Ce côté du latairol est formé par trois plaques en fonte de 0,75 de long avec une épaisseur de 0,025 environ; elles sont appuyées en bas sur une pierre formant la base du foyer, et supérieurement contre le tablier. La plaque du milieu, dite *latairole*, a 0,30 de large et est percée sur son axe de deux trous de 0,03 de diamètre dont l'un à $0^m,25$, l'autre à $0^m,45$ au-dessous du plan horizontal passant par le bord supérieur du latairol.

Les côtés *d'avant* et de la *cave* sont formés simplement en terre argileuse retenue par le gros massif du *fousinal* (*fucinale*). Ces deux côtés peuvent être considérés comme faisant partie d'une seule surface conique, dont le plus grand et le plus petit rayon seraient de $0^m,88$ et $0^m,58$, et l'axe vertical serait à $0^m,17$ de l'axe de la tuyère vers le tablier et sur la face des porges.

Le *fousinal* ou gros massif renfermant le foyer a $4^m,10$ parallèlement au mur de varme, et $2^m,30$ dans l'autre sens; il est légèrement incliné vers ce mur de varme, ayant $0^m,47$ de haut près du foyer, et $0^m,80$ du côté du marteau.

Le sol de l'usine penche un peu du côté opposé. Près du feu, le fousinal est couvert par quelques plaques en fonte grossièrement disposées.

Le tablier horizontal a un mètre de long sur $0^m,75$ de large, et il est soutenu par des barreaux en fer qui d'un côté entrent dans le mur de tuyère et de l'autre s'appuyent sur le fousinal. Sous ce tablier, il y a un espace vide qui sert à recevoir les scories que l'on fait couler par les trous de la *latairole*. Cet espace vide est évasé vers le dehors,

ayant une largeur de $0^m,40$ intérieurement, de $0^m,70$ à l'extérieur, et une hauteur moyenne de $0^m,45$. Près du bord supérieur du latairol, il y a vers le feu une barre de fer de $0^m,06$ de grosseur et dépassant le bord même de $0^m,02$, supportée par les porges et le fousinal à ses deux extrémités; elle sert d'appui aux instruments des ouvriers.

La tuyère est conique en forte feuille de cuivre, et de $0^m,35$ de longueur totale; l'œil est elliptique, cependant avec base presque rectiligne; sa largeur est de $0^m,043$, la hauteur de $0^m,025$.

Elle est en saillie de $0^m,115$ sur la porge supérieure, et inclinée de façon que l'extrémité inférieure de l'œil est à $0^m,11$ en contre-bas de l'arête de la porge même. Son axe est à $0^m,39$ du bord du tablier, et rencontre la face *d'avant*, à $0^m,30$ du même tablier.

L'embrasure dans laquelle est placée la tuyère et qui traverse le mur de varme, est garnie du côté du feu par une barre de fer, demi-circulaire, placée sur les porges, et ayant $0^m,16$ de rayon. Le vide restant entre cet arc et la tuyère est rempli par une pâte d'argile avec fragments de briques.

Sur les porges qui sont en saillie sur le mur de varme, il y a une masse d'argile présentant ainsi un renflement qui a au plus $0^m,12$ d'épaisseur.

A $0^m,30$ au-dessus du tablier et à une distance de $0^m,25$ de son bord supérieur, le mur de varme présente un trou de $0^m,10$ de diamètre dans lequel passe une lame en fer, dite le *clou*, de $0^m,04$, qui est d'une longueur un peu plus grande que l'épaisseur du mur. Cette barre présente un crochet du côté du tablier qui sert d'appui aux instruments des ouvriers; elle est retenue de l'autre côté du mur par une clavette.

Enfin, à $2^m,50$ au-dessus de la tuyère, il y a une hotte simplement formée par un rampant de $0^m,70$ sur 0,70, qui s'appuye sur le mur de varme, et sort de l'usine avec une inclinaison d'environ 30 degrés.

Trompe.

Les machines soufflantes des forges catalano-liguriennes sont ordinairement des trompes, composées de la trompe proprement dite, de la caisse ou tinne, et du porte-vent.

L'œil de la buse est semblable à celui de la tuyère; son plus grand diamètre est de $0^m,04$ le plus petit de $0^m,023$; sa section est de $0^{m.q.},00080045$. La tension maximum de l'air est de $0^m,065$ de mercure. J'ai mesuré l'effet utile de ces trompes que j'ai trouvé presque exactement égal à un dixième de l'effet absolu du cours d'eau.

Matières premières.

Les matières premières employées dans ces usines sont le minerai oxydé de Rio (île d'Elbe), de la vieille fonte en morceaux, de la ferraille, et le charbon végétal indigène.

Parmi les différentes variétés de fer oxydé des mines de Rio, se trouve un fer oligiste écailleux et compacte, souvent accompagné d'un peu de limonite, qui constitue le minerai employé dans ces usines. Une analyse faite dans le laboratoire de l'arsenal de Turin sur des échantillons pris dans les magasins, a donné :

Protoxyde de fer	1,61
Peroxyde de fer.	96,04
Silice.	2,15
Magnésie.	traces.
Perte.	0,20
	100,00

D'après cette analyse, le minerai contiendrait

donc 67,50 p. 100 de fer métallique. On y voit souvent des traces de pyrites de fer et cuivre, que l'on a grand soin d'écarter dans le triage du minerai à l'usine.

La vieille fonte que l'on passe avec le minerai vient de l'étranger, et se compose surtout de morceaux cassés et d'objets hors d'usage. On n'emploie autant que possible que de la fonte de bonne qualité et réduite en morceaux de la grosseur du poing, en préférant surtout celle en plaques minces provenant d'ustensiles moulés.

La ferraille, importée aussi de l'étranger, est employée en morceaux plus volumineux; on exclue ou bien l'on emploie avec peu de profit celle qui est trop menue.

Le charbon est ordinairement moitié hêtre et chêne et moitié châtaignier avec un peu d'aulne, de coudrier et de frêne.

Le charbon de hêtre a donné à l'essai :

Carbone.	87,05
Substances volatiles.	2,00
Cendre grise.	2,95
Eau hygr.	8,00
	100,00

Pouvoir calorifique : 6.820 calories.

Le charbon de chêne a donné :

Carbone.	87,36
Substances volatiles.	5,00
Cendres grises.	1,64
Eau hygr.	6,00
	100,00

Pouvoir calorifique : 6.976 calories.

Le charbon de châtaignier a donné :

Carbone.	89,66
Substances volatiles.	3,75
Cendres rougeâtres.	0,59
Eau hygr.	6,00
	100,00

Pouvoir calorifique : 7.128 calories.

Quant à la puissance réductive des charbons, d'après les observations que j'ai pu recueillir, elle semble suivre l'ordre décroissant suivant, savoir :

1° Hêtre avec un quart environ de châtaignier fruitier,
2° Hêtre pur,
3° Moitié hêtre et moitié châtaignier fruitier,
4° Châtaignier fruitier pur,
5° Moitié châtaignier fruitier et moitié sauvage,
6° Châtaignier sauvage pur,
7° Moitié châtaignier et moitié chêne,
8° Moitié hêtre et moitié chêne,
9° Chêne pur.

Quant à l'âge des arbres fournissant les charbons, il paraît qu'il ne dépasse pas vingt ans

Travail proprement dit

L'ensemble des opérations, exécutées pour convertir le minerai et les autres substances qu'on y emploie concurremment, en fer métallique, est appelé une *fonte* (*fusa*). Cette fonte est exécutée en 6 heures, par 6 ouvriers, et peut se partager en 3 périodes principales, à savoir :

1° La *cuisson du minerai* qui dure 2 heures. Après son chargement dans le foyer, le minerai est d'abord torréfié, puis désoxydé en grande partie, et enfin il subit avec la fonte ajoutée un commencement de fusion qui l'agglomère en une seule masse ferreuse.

2° Dans cette seconde période, qui dure aussi 2 heures, on divise successivement la masse ferreuse agglomérée, en plusieurs portions que l'on élève au-dessus de la tuyère; ces portions successives fondent et coulent lentement au milieu du charbon rouge, et donnent ainsi une masse de fer ou loupe (*massello*). Cette opération s'appelle *colata*.

3° Enfin il y a une troisième période durant aussi 2 heures, et dans laquelle on extrait la loupe du feu, on la porte au marteau et on la réduit en 2 lopins pyramidaux; puis chacun de ceux-ci est étiré en 2 barres. Enfin l'on charge dans le feu une certaine quantité de ferraille et de grenaille de fer impur ainsi que des scories riches du traitement même; ce qui donne encore un petit lopin que l'on étire de même en une barre.

Voici le travail dans ces différentes périodes :

1° Comme dans ces usines on chôme le dimanche, l'on interrompt la dernière opération à minuit le samedi, et à la fin de la seconde période; on la reprend à minuit le dimanche, en exécutant alors la troisième partie de l'opération, ce qui en même temps chauffe le foyer pour l'opération suivante. On remplit alors le feu de charbon frais avec un comble de 0m,65; puis on charge le minerai à élaborer dans une cavité circulaire pratiquée exprès au milieu du charbon à 0m,30 au-dessus du fousinal. On y charge 22 à 23 pelletées de minerai en morceaux de la grosseur d'une noisette à une noix, puis 24 kilog. de fonte, et au-dessus encore 13 à 14 pelletées de minerai. On couvre le tout avec un peu de charbon, que l'on arrange bien avec la pelle; on charge en même temps quelques pelletées de battitures et de crasses du marteau

sur la tuyère, et latéralement près du tablier et de la cave on place quelques gros morceaux de minerai pour les torréfier simplement et les rendre plus fragiles; enfin l'on commence à donner un peu de vent à une pression de 0m,02. Une demi-heure après le premier chargement l'on commence encore à charger, avec le charbon que l'on ajoute de temps à autre, du minerai menu, et des crasses du marteau et du foyer, surtout composées de grenailles de fer impur et de scories. Le but de l'opération actuelle, et vers lequel se dirige l'attention des ouvriers, c'est surtout de faire traverser la masse de minerai chargé par les gaz réducteurs qui se développent dans le foyer, et pour cela on a soin de charger le charbon et de régler le feu de manière que le minerai ne tombe pas, mais se maintienne toujours bien ensemble. En même temps que la réduction du minerai s'opère ainsi, le minerai menu et les crasses que l'on charge de temps à autre donnent lieu à la production d'une certaine quantité de fer (qui forme le principe d'une loupe) et d'une scorie nécessaire dans la période suivante, et que l'on tâche de maintenir à un état de fluidité convenable en augmentant tantôt la proportion de minerai menu quand elle est trop fluide, tantôt la proportion de crasses quand elle est trop visqueuse. La pression du vent est portée graduellement en 4 ou 5 intervalles de temps à peu près égaux, jusqu'à 0m,053. A la fin de l'opération la flamme qui sort de la masse de minerai en élaboration, et qui au commencement était très-faible et rougeâtre, devient très-longue; le charbon qui couvre le minerai est au rouge.

Pendant cette première période de 2 heures l'on charge dans un travail régulier outre le mi-

nerai en morceaux, environ 48 kilog. de menu, et de 24 à 32 kilog. de crasses.

Deuxième période. — Après avoir enlevé les gros morceaux de minerai que l'on avait placés pour les torréfier, au moyen d'un ringard l'on remue un peu la scorie qui s'est accumulée près de la tuyère, on dégage celle-ci, et on rassemble en une seule masse les parties ferreuses destinées à former le noyau de la loupe. On s'attache en même temps à donner à la scorie les qualités voulues, en y ajoutant du minerai en morceaux ou en poudre, suivant les cas. Quand la scorie, d'après son aspect et sa fluidité, paraît convenable, on découvre un peu la masse de minerai agglutiné et élaboré du côté du tablier, et on en détache une partie avec un ringard en l'élevant sur la tuyère; on porte la pression du vent à $0^m,065$: la masse ferreuse ainsi chargée sur la tuyère fond peu à peu, coule au milieu du charbon, traverse la zone de combustion et la scorie, et passe en fer métallique qui se réunit à l'élément de loupe précédemment formé. On répète encore la même opération cinq à six fois sur une nouvelle partie de la masse de minerai élaboré jusqu'à ce qu'elle soit épuisée, en ajoutant du charbon au fur et à mesure, et tâchant aussi toujours de conserver une fluidité convenable à la scorie.

Quand tout le minerai est épuisé, l'on arrête le vent, l'on bouche la tuyère avec une pelote d'argile introduite par l'intérieur, et on fait couler la scorie en introduisant un ringard par le trou inférieur de la *latairole*, et quelquefois aussi en ouvrant les deux trous à la fois. La loupe étant découverte, on la retourne avec des ringards, puis on la soulève au moyen de grands crochets, on la

fait tomber sur le sol en la faisant passer sur le tablier, et on la traîne au marteau. Avant d'enlever la loupe, on jette ordinairement dans le foyer un peu d'eau; mais cela n'a d'autre but que de le refroidir un peu, la chaleur qui s'en dégage étant très-incommode dans cette partie du travail.

Troisième période. — La loupe étant retirée du feu, on nettoie un peu celui-ci, puis on le remplit de nouveau charbon en le préparant ainsi pour le réchauffage du fer que l'on va étirer.

La loupe traînée au marteau est cinglée pendant quelque temps, puis divisée en 2 lopins qui ont une forme de pyramide quadrangulaire tronquée, et $0^{m},55$ de long. Ces 2 lopins sont portés au feu, et placés parallèlement aux porges; on les recouvre de charbon, et au-dessus de celui-ci on charge à droite environ 24 kilog. de grenailles de fer impur avec 16 kilog. de ferraille, et des croûtes ferreuses enlevées dans le nettoyage du foyer. Cette addition de matières ferreuses a pour but d'utiliser le fer qu'elles renferment, parce qu'on en retire encore une petite loupe, et en même temps de maintenir une certaine quantité de scories qui préserve les lopins de l'action du vent. Celui-ci, d'abord faible, est porté rapidement à la pression de $0^{m},06$. Chacun des lopins est successivement étiré en 2 barres de section carrée (*quaroni*) de $0^{m},04$ de côté et de $1^{m},70$ de long.

Pendant que l'on réchauffe le second lopin, l'on porte sur la tuyère la masse agglomérée de la grenaille et autres matières ferreuses, que l'on avait chargée comme on a dit; elle fond, coule devant la tuyère et tombe dans le foyer en formant au fond une petite loupe que l'on enlève quand les 2 lopins ont été complétement travaillés, et on la

	kilog.
Minerai en morceaux.	190,68
Minerai en poudre.	47,65
Fonte.	23,82
Ferraille.	15,88
Charbon.	428,81

et on obtient en général 135 kilog. de fer en barres carrées (*quaroni*), pour lesquels il faut en outre 135 kilog. de charbon, afin de les étirer au maillet en barres marchandes.

Voulant encore me renseigner sur cet objet, indépendamment de ce que j'avais pu observer moi-même, j'ai demandé et obtenu de plusieurs propriétaires d'usines, habitants de Sassello, des données sur la consommation de matières premières et les produits obtenus pendant leurs campagnes.

D'après ces données, je pense pouvoir indiquer comme moyennes pour les 5 usines à feu de Sassello, les quantités suivantes :

	kil.
Minerai.	222,32
Fonte.	25,82
Ferraille.	15,88
Charbon.	698,72
Fer obtenu (en barres carrées).	131,80
Fer obtenu au maillet en barres marchandes.	125,21

Quant au charbon, j'observerai que sur les 698k,72 on en consomme 428,76 dans la forge et 269,96 dans le maillet.

Or comme l'on fait 4 opérations par jour, en une semaine, par exemple, on en fera 24. Voyons quel peut être le bénéfice pendant une semaine :

	kil.	kil.	fr.	fr.
Minerai.	222,32 par opér.	5.335,68	à 0.0503 le k.	268,80
Vieille fonte.		571,68	à 0,1511	86,40
Ferraille.		381,36	à 0,1662	63,36
A reporter. . . .				418,56

		fr.
	Report.	418,56
Charbon.	12.960,00 à 0,0403	522,24
Main-d'œuvre (fer en barres carrées). . . .	3.160,60 à 0,0365	115,42
	Frais spéciaux. . .	1.056,22
Or la quantité de fer obtenu en barres marchandes étant de 125k,21 par opération, on en produira dans une semaine 3.001k,7, qui, estimé à 0f,378, donne.		1.134,00
	Bénéfice par semaine.	77,78

Or, en comptant 30.000 fr. pour premier établissement de l'usine, 20.000 fr. pour son roulement pendant 30 à 35 semaines, et 1.200 fr. en dépenses d'agence, magasins de dépôt et d'entretien, il est facile de voir que le bénéfice pourra devenir très-faible toutes les fois que l'on ne pourra pas obtenir le charbon à un prix inférieur à 4f,03 le quintal.

Quant à la qualité du fer fabriqué, si le minerai est exempt de sulfures de fer et de cuivre, si la fonte et le charbon sont de bonne qualité, et si enfin les opérations sont bien conduites, ce fer peut être employé à la plupart des usages qui exigent une bonne qualité. Mais le prix du fer de ces usines serait en général au prix du fer de première qualité dans le rapport de 4 : 5.

Innovations.

Fours à reverbère.

Pour utiliser la flamme perdue qui se dégage en grande abondance du foyer de réduction dans lequel on souffle la plupart du temps 6k,60 d'air par minute, on a d'abord construit un four à réverbère dans la forge de Tripalda; un autre four

semblable a été ensuite construit dans celle de Prato. Les *fig.* 1 et 2 de la *planche I* représentent le plan et la coupe longitudinale du four construit dans cette dernière. La flamme qui sort du foyer *a* est guidée par la hotte *b* dans le four *c*, d'où traversant la grille *d*, elle se dégage ensuite par la cheminée *e*, qui s'élève à une hauteur de 15 mètres au-dessus de la sole du four. Dans l'usine de Tripalda une hauteur de 4 mètres seulement pour la cheminée a été trouvée plus que suffisante. La hotte, les murs latéraux, la voûte et la sole du four, ainsi que la base de la cheminée sont en matériaux réfractaires provevant de Cuire près Lyon. Extérieurement le four est enveloppé par des plaques en fonte retenues par des boulons. Dans l'épaisseur des murs on a mis une petite couche de charbon en poudre mêlé avec de l'argile et des cendres, afin de diminuer la dispersion de la chaleur.

Dans l'usine Tripalda le four à réverbère, au lieu d'être placé parallèlement au mur de varme, est placé dans le sens du porte-vent; la flamme s'y introduit et s'y étend plus régulièrement, de manière que les murs intérieurs en sont moins détériorés. Une position moyenne entre les deux précédentes serait probablement tout aussi bonne.

Le minerai est apporté des mines de Rio en morceaux de la grosseur de la tête et même davantage. Dans cet état il est soumis à une torréfaction sur la grille *d*, où il s'échauffe fortement, dégage une odeur sulfureuse plus ou moins sensible, quoique la pyrite n'y soit pas visible même avec la loupe, et arrive rapidement au rouge-blanc. Au bout de quelque temps on le retire par la porte *g*, et on le jette dans l'eau, d'où on l'enlève

quelques instants après. Par suite de ces opérations le minerai, d'abord assez dur et compacte, est devenu fragile et poreux, et il a perdu environ 5 p. 100 de son poids. Cette perte est due à l'expulsion d'une grande partie du soufre des pyrites, de l'eau de l'hydroxyde de fer accompagnant souvent le minerai, et peut-être à un commencement de désoxydation. Le minerai est alors cassé avec facilité, et se réduit, comme d'ordinaire, partie en fragments, partie en poudre grossière.

Le minerai cassé est chargé dans le four par la porte *f*, qui peut être fermée à volonté, et uniformément étendu sur une couche de charbon concassé d'environ $0^m,10$. Ce charbon est nécessaire, et les ouvriers qui ont quelquefois voulu le supprimer s'aperçurent de suite qu'il y était indispensable.

Le minerai exposé ainsi pendant toute la durée d'une opération à une température assez élevée et à une action réductive, perd d'après l'expérience, 10 à 12 p. 100 d'oxygène; le charbon sur lequel on l'a chargé est tout entièrement consommé pendant ce temps.

On ajoute ensuite à ce minerai 24 à 32 kilog. de fonte avec 16 kilog. de ferraille, après quoi toute la charge est poussée par la porte *f* au moyen d'un grand ringard et tombe régulièrement sur le foyer, où elle est convenablement arrangée au milieu du charbon, et ensuite traitée comme on a dit plus haut en trois périodes successives. Mais, à cause de la préparation que le minerai a ainsi subi, les opérations sont tellement abrégées qu'aujourd'hui l'on peut en faire 5 par jour au lieu de 4; l'on a une grande économie en charbon, et enfin

le fer obtenu est meilleur, et aussi en quantité un peu plus grande, comme on le verra tout à l'heure à l'article des consommations et produits.

La température produite dans le four à réverbère est très-élevée, et le minerai, outre une réduction partielle, y subit un commencement de fusion qu'il faut cependant éviter pour ne pas donner lieu à la formation de silicate ferreux. Quelquefois même la flamme sort par le haut de la cheminée, et les briques de Cuire, quoique assez réfractaires, ne le sont pas trop pour ces appareils.

Ayant de même construit un four à réverbère sur les forges des *maillets* dont la flamme était aussi perdue sans aucun profit, on y obtint de suite une grande économie de charbon et de temps dans le réchauffage du fer. Ce four est analogue au précédent, seulement on y a supprimé la grille, et il a une porte latérale qui se meut verticalement, et sous laquelle on avance les carillons. Les dimensions intérieures de ce four sont de $0^m,45$ sur $0^m,45$ de largeur moyenne, et d'environ $0^m,25$ de hauteur. Le fer y est facilement porté au rouge-blanc, et le plaçant alors dans le feu, il s'y réchauffe complétement en quelques minutes avec une économie de plus d'un tiers en charbon.

La qualité du métal est de beaucoup améliorée par l'opération préparatoire ; en effet le fer ainsi fabriqué présente une cassure assez nerveuse et un éclat gris blanchâtre à demi-luisant, il est sans défauts, doux à la lime, se soude parfaitement, et peut être martelé, percé et en général travaillé à froid et à chaud sans aucune altération sensible. Le déchet au maillet varie

à présent de 3,60 à 4 p. 100, tandis qu'avant il n'était pas moindre de 5 p. 100. Enfin il n'arrive plus qu'on soit obligé comme avant d'en transformer une portion considérable en clous, afin de pouvoir le débiter; au contraire, on y a mis la marque, vu sa bonne qualité.

TABLEAU des opérations exécutées à l'usine Tripalda, province de Savone, en employant un four à réverbère alimenté par les flammes perdues.

Numéros des expériences faites.	Temps employé.	Opérations exécutées.	MATIÈRES PREMIÈRES.					Fer obtenu.	OBSERVATIONS.
			Minerai en morceaux.	Minerai en poudre.	Fonte.	Ferraille.	Charbon.		
expér.	heures.	Nos	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	
1re	110	22	2.096	1.398	524	699	5.590	3.176	(1)
2e	144	30	2.858	1.910	715	953	7.623	4.312	
3e	144	30	2.858	1.910	715	953	7.623	3.240	
4e	101	21	2.001	1.334	500	667	5.336	2.986	
Total.	499	103	9.813	6.552	2.454	3.272	26.172	14.714	

(1) Des données du tableau il résulte que, suivant la nouvelle méthode de travail avec le four à réverbère, l'on peut exécuter à présent, dans chaque semaine de 144 heures, 30 opérations (au lieu de 24 que l'on y eût faites avant), en employant dans chaque opération 95k.,3 de minerai en morceaux, 63k.,50 de minerai en poudre, 23k.,80 de fonte, 31k.,75 de ferraille et 254 kilog. de charbon, et obtenir en général 143 kilog. de fer carillon de bonne qualité.

En outre, ayant construit un four analogue pour utiliser les flammes perdues du maillet de la même usine, l'on y peut aujourd'hui étirer 715 kilog. de fer par jour, tandis qu'auparavant l'on ne pouvait pas en étirer plus de 476 kilog. dans le même temps.

D'après un renseignement fourni par l'agent actuel des deux usines Tripalda et Prato, on y emploie aujourd'hui 159 kilog. de minerai de qualité

moyenne, le menu compris, 32 kilogrammes de fonte, 32 kilogrammes de ferraille et 231 kilogrammes de charbon par chaque opération, et on obtient de 4.240 à 4.360 kilogrammes de fer en carillons par semaine.

En outre, les expériences que j'ai faites dans ces mêmes usines, constatent que si, vers la moitié de la seconde période de l'opération, on veut charger, dans l'endroit du feu qui est resté libre, une certaine quantité de ferraille, elle peut être traitée quelque temps après, et augmente les loupes d'un poids égal aux deux tiers de la ferraille employée, sans que cependant la quantité de charbon doive être augmentée.

En partant des données du tableau précédent, et, calculant les frais spéciaux pendant une semaine, ou pour trente opérations, de la même manière qu'on a fait plus haut avec les données de l'ancien procédé, l'on trouve 1.096f,80.

Le prix du fer marchand en barres étant seulement de 0f,378 le kilogramme, quoique, en vue de sa bonne qualité, on en ait déjà vendu beaucoup à un prix bien supérieur, on aura pour chaque semaine un produit en argent de 1.555f,20 correspondant à 4.116 kilogrammes de fer marchand fabriqué.

Le bénéfice par semaine serait donc	458f,40
bien supérieur à celui.	77f,78
qu'on réalise dans l'ancienne méthode.	

Une déclaration authentique, signée par le propriétaire des usines, M. Pallavicini, confirme ces résultats.

Ces avantages, qui proviennent surtout de ce que le traitement préalable dans le four à réver-

bère abrége de beaucoup la première période du traitement ou *cuisson* du minerai, pourront être obtenus quelles que soient les proportions de matières premières que l'on emploie.

L'addition de ferraille, qui est encore pratiquée dans les usines de Tripalda et Prato, ne dérive que des habitudes des ouvriers qui ont, d'abord, été tirés de la province de Rossiglione, où l'on utilise ordinairement cette matière.

Admettant la somme de 3.700 francs pour frais généraux annuels d'une usine catalano-ligurienne, et tenant compte de toutes les dépenses, on trouve, pour 100 kilogrammes de fer marchand en barres, un prix de revient de 38f,28 dans l'ancienne méthode, et de 28f,94 en utilisant les flammes perdues.

Quant au rendement en fer y compris celui de la fonte et de la ferraille, on le trouve de 80 p. 100 dans l'ancienne méthode, tandis qu'avec les fours à réverbère il s'élève à environ 60 p. 100.

La consommation de charbon qui s'élève dans le premier cas à 4parties,35 pour une de fer, n'est plus que de 2parties,57 en utilisant les flammes.

Tels sont les résultats obtenus jusqu'à présent ; mais il faut remarquer que l'on n'arrive à les obtenir couramment qu'après plusieurs jours (10 à 15) d'un travail continu et régulier, et en maintenant bien constantes les proportions des matières premières ; cela a lieu aussi lors même qu'on n'emploie pas les fours à réverbère, et paraît surtout provenir de ce que l'uniformité dans la proportion et dans la composition chimique des scories et des crasses employées dans les opérations, et qui restent toujours en partie dans le foyer imparfaitement

nettoyé, est indispensable pour l'uniformité des produits.

Le prix d'un four à réverbère annexé au foyer de réduction peut être calculé dans le pays à 778 fr., la hauteur de la cheminée étant supposée de 4 mètres; l'épaisseur de maçonnerie réfractaire intérieure peut seulement être de $0^{m},12$ ou une largeur de brique. Le prix de ces fours pourrait encore être réduit de beaucoup. Celui du maillet peut coûter 100 francs.

Relativement à la solidité et à l'entretien des fours, je dirai que jusqu'à présent ceux des deux usines susdites n'ont exigé pour réparations qu'une dépense insensible.

Remarques. Vu l'abondance de la flamme qui se dégage des foyers et qui s'élève quelquefois beaucoup, jusqu'à sortir même par le haut de la cheminée des fours à réverbère, une partie considérable de la chaleur est encore perdue dans les nouveaux appareils, de sorte qu'il conviendrait de construire les fours à double sole superposée, ou bien de les faire plus grands.

Dans ce cas, le minerai pourrait y séjourner un temps double, et se réduire davantage avant de passer au foyer: et, en effet, ayant soumis quelquefois au travail de la seconde période du minerai ayant séjourné un temps double dans le four, il passa toujours immédiatement à l'état de fer métallique. On ne connaît donc pas encore toute l'utilité que l'on peut tirer de ces flammes perdues.

Quant au gros fer obtenu d'abord par le traitement mécanique de la loupe, j'observerai que dans des expériences spéciales, on est parvenu à chauffer les petits lopins dans le four à réverbère jusqu'au rouge-blanc, puis à les réchauffer

encore dans le foyer pendant la seconde période de l'opération, et à les étirer en carillons sans déranger aucunement le travail ordinaire. Cela abrégerait encore de beaucoup l'opération, et produirait de nouveaux avantages; mais il serait alors nécessaire de munir le four de deux portes latérales, afin de pouvoir y placer convenablement les lopins. Il paraît aussi qu'on pourrait y porter le fer à une température suffisante pour être étiré aux laminoirs.

A l'exception du minerai de fer en grains, il semble que tous les minerais suffisamment riches, peuvent être traités par le procédé catalan.

NOTICE

Sur l'acide arsénieux, le réalgar et l'orpiment; par M. Hausmann.

(Extrait par M. Descloiseaux.)

Dans le numéro du mois de janvier dernier, d'un recueil intitulé « Nachrichten von der G. A. Universitäd und der Königl. Gesellschaft der Wissenschaften », de Göttingen, M. Hausmann a publié une notice sur l'acide arsénieux, le réalgar et l'orpiment.

Après avoir rappelé que l'acide arsénieux se présente cristallisé et amorphe, et que sous ces deux états isomériques il a des propriétés physiques et chimiques différentes, M. Hausmann montre que dans les divers traités de minéralogie et même de chimie, publiés jusqu'à présent, on n'a pas eu suffisamment égard à cette différence, et que l'on a faussement attribué à l'un des deux états une densité ou une dureté qui appartenaient à l'autre.

D'après Karsten, l'acide arsénieux amorphe ou verre d'arsenic obtenu par sublimation a une pesanteur spécifique de 3,7026; sa dureté, lorsqu'il est frais, est égale ou même un peu supérieure à celle du calcaire.

L'acide arsénieux cristallisé a une densité plus forte et égale à 3,7202, tandis que sa dureté est à peine celle du gypse : de plus la première variété est plus soluble dans l'eau que la seconde.

La fleur d'arsenic (arsenikblüthe) naturelle qu'on rencontre comme un produit secondaire de filons contenant de l'arsenic ou des minerais arsénifères, et qu'on a longtemps confondue avec la pharmacolite, appartient par la plupart de ses caractères à l'acide arsénieux cristallisé.

La variété scoriacée qui s'est rencontrée dans les travaux supérieurs de la mine Katharina Neufang, à Andréasberg, et quelques variétés stalactitiques d'autres localités, se rapportent au contraire probablement à l'acide arsénieux amorphe (1). Cette dernière variété devra dorénavant être séparée comme espèce minérale sous le nom de verre d'arsenic (arsenickglas) d'avec la fleur d'arsenic (arsenikblüthe), par des raisons analogues à celles qui en minéralogie font séparer l'opale du quartz.

Il paraît du reste que les molécules de l'acide arsénieux vitreux ne sont pas dans un état d'équilibre stable, et qu'elles tendent toujours à passer à l'état cristallin. M. Hausmann décrit en effet avec beaucoup de soin et de détails la transformation subie, en quelques années, à l'abri du contact de l'air, et dans une chambre sèche, par un échantillon de 2 pouces cubes d'arsenic vitreux provenant de l'usine à argent d'Andréasberg.

Cet échantillon envoyé à M. Hausmann en 1835 était, à sa sortie du fourneau, transparent et d'un aspect vitreux. Sa cassure était franchement conchoïdale; il fut placé dans un verre fermé avec

---

(1) L'examen attentif des échantillons d'Andréasberg montre qu'ils ne sont qu'une combinaison d'acide arsénieux et de sulfure d'arsenic, et qu'on doit les ranger à côté du verre d'arsenic.

du papier et déposé dans le tiroir d'une collection; à la fin de 1849 toute la masse était devenue blanche et opaque comme de la porcelaine; la cassure n'était plus conchoïdale, et la surface était recouverte d'une croûte rugueuse et crevassée; quelques-unes de ces crevasses atteignaient une profondeur de quatre ligne, et la plupart étaient garnies de cristaux octaèdres plus ou moins gros, en général très-nets.

Le changement qui s'opère de l'extérieur à l'intérieur des masses d'arsenic vitreux les pénètre très-irrégulièrement, de sorte qu'une masse en apparence très-homogène offre sans doute, dans l'état d'agrégation de ses diverses parties, des différences qui empêchent la dévitrification d'avoir une marche régulière.

A la suite de ces observations, M. Hausmann a eu l'idée de comparer le réalgar naturel avec le verre qu'on obtient en fondant de l'arsenic avec du soufre.

Le réalgar naturel possède une très-forte tendance à la cristallisation; ainsi du réalgar amorphe de Tajowa, en Hongrie, tenu en fusion pendant quatre heures dans un tube de verre, se prend toujours par le refroidissement en une masse parsemée de druses tapissées de cristaux qu'on reconnaît pour appartenir au prisme rhomboïdal oblique : cet effet a lieu, que le refroidissement soit lent ou brusque; la netteté et la grosseur des cristaux seules dépendent de la durée de ce refroidissement.

Le réalgar fait de toutes pièces par M. Wöhler, en fondant ensemble 1 équivalent d'arsenic et 2 équivalents de soufre, est un produit cristallin

tout à fait semblable à celui qu'on obtient par la fusion du minéral.

L'arsenic rouge vitreux du commerce, désigné aussi sous le nom de réalgar, montre, par les différences de couleur qu'il présente, que sa composition n'est pas constante, ce qui ne peut être autrement d'après son mode de préparation. Il a une cassure complétement conchoïdale, un éclat vitreux, inclinant quelquefois à l'éclat gras ; il est translucide sur les bords ; sa pesanteur spécifique est toujours plus faible que celle du réalgar naturel. D'après Karsten, ce minéral a une densité égale à 3,5444 ; celle du verre à 15° R., oscille d'après les observations de M. Hausmann entre 3,20 et 3,32.

Quant à la dureté du réalgar naturel, elle n'est que de 1,5, tandis que le verre d'arsenic rouge est aussi dur que le spath calcaire.

L'arsenic rouge vitreux conserve après fusion sa nature vitreuse, et ne montre aucune tendance à la cristallisation, même par un refroidissement très-lent. La faible densité de ce produit semble annoncer qu'il contient plus de soufre que le réalgar naturel ; on obtient en effet un produit semblable à l'arsenic vitreux rouge, en fondant du réalgar avec de l'orpiment.

Le moyen employé pour fabriquer en grand le verre d'arsenic rouge fait penser qu'il contient probablement un peu d'acide arsénieux. Au reste, un échantillon de ce produit obtenu par la sublimation d'arsenic et de soufre a offert à M. Hausmann des drûses tapissées de petits cristaux faciles à reconnaître pour des octaèdres réguliers d'acide arsénieux, colorés par du sulfure d'arsenic.

On ne doit donc plus confondre l'arsenic vitreux

rouge avec le réalgar cristallin obtenu par la combinaison de proportions fixes d'arsenic et de soufre, ni regarder le réalgar comme une substance vitreuse.

L'orpiment, substance cristalline caractérisée par un clivage facile, diffère essentiellement du réalgar, en ce que, par la fusion, il prend une structure complétement amorphe.

En opérant la fusion du minéral dans un vase fermé on obtient un verre demi-transparent d'un rouge de rubis ou d'hyacinthe, se distinguant du verre d'arsenic rouge par sa plus grande transparence et par la couleur plus jaune de sa poussière.

De l'orpiment artificiel, semi-transparent, d'un rouge-hyacinthe, complétement vitreux, a offert une poussière d'un jaune-citron. Sa pesanteur spécifique à 15° R. a été trouvée de 2,762, et sa dureté égale à celle du spath calcaire. L'orpiment naturel possède, au contraire, une dureté très-faible et égale à 1,5 environ, et la pesanteur spécifique est de 3,459 d'après Karsten.

L'orpiment paraît donc, comme l'acide arsénieux, posséder un état d'agrégation cristallin, et un autre état amorphe qui offre une densité moindre et une dureté plus grande que le premier. Dans la nature on ne l'a jusqu'ici rencontré qu'à l'état cristallin.

L'acide arsénieux cristallin ou amorphe se combine en toutes proportions avec le sulfure d'arsenic et donne des produits diversement colorés en rouge ou en jaune.

Ces combinaisons se produisent dans le grillage des minerais arsénifères, notamment aux usines d'Ocker et d'Andréasberg, au Harz; le verre d'ar-

senic fabriqué à Reichenstein, en Silésie, est plus ou moins coloré en jaune par un peu de sulfure d'arsenic, provenant de la présence dans la pyrite arsenicale de cette localité, d'un peu de pyrite ordinaire ou magnétique; mais cette coloration disparaît lorsque le produit perd sa transparence, et il passe dans le commerce pour verre d'arsenic blanc.

RAPPORT

Sur le sauvetage de deux ouvriers engloutis par l'éboulement d'une marnière ;

Par M. de SAINT-LÉGER, ingénieur en chef des Mines.

La commune de Saint-Vincent Cramesnil est située dans le canton de Saint-Romain, arrondissement du Havre. L'église se trouve à 9 kilomètres de la station de Saint-Romain, sur le chemin de fer de Rouen au Havre. La marnière, théâtre de l'accident, a été ouverte dans un champ dépendant de la ferme de madame veuve Bréard, situé à environ 600 mètres de l'église, et 400 mètres des bâtiments de la ferme.

Le samedi 2 février, vers onze heures du matin, les nommés Victor Pécos, âgé de 55 ans environ, de la commune de Mélamare, et Victor Orléans, âgé de 19 à 20 ans, de la commune de Gruchet-le-Vallace, étant occupés à travailler dans le fond de la carrière, pour extraire de la craie, vulgairement appelée marne dans le pays, une partie du boisage du puits fut enfoncée vers le milieu de sa hauteur par la pression du terrain dont certaines parties sont très-peu solides dans cette contrée, et une première masse de terre dont le volume peut être évalué à quelques hectolitres seulement tomba sur le fond du puits, encombrant partiellement l'entrée de l'excavation, dite

chambre de la marnière, d'où l'on extrait la marne. Les deux hommes nullement effrayés de cet accident, qu'ils ne regardaient pas encore comme grave, crièrent aux ouvriers manœuvrant le treuil au haut du puits, qu'il n'y avait là rien d'inquiétant; qu'ils allaient s'occuper de dégager d'abord l'entrée de la chambre et ensuite le bas du puits. A peine achevaient-ils de parler qu'un éboulement considérable comblait près du quart de la hauteur du puits.

On courut immédiatement avertir le maître marneur qui demeure à Saint-Romain.

Entre 4 et 5 heures du soir, le même jour, cet homme, après vérification de l'état des choses, commençait le percement d'un puits de secours, pendant que MM. Vautier, maire de Saint-Vincent, et Vaudry, neveu de madame veuve Bréard, envoyaient chercher d'autres ouvriers.

Ces ouvriers étaient de deux sortes, savoir : les *piqueurs* pour travailler au fond du puits, et les *tourneurs* chargés de manœuvrer le treuil placé sur le haut.

Ces ouvriers convinrent entre eux que, pour continuer l'approfondissement sans interruption, ils se diviseraient par relais de trois hommes, dont un piqueur et deux tourneurs; ils décidèrent aussi que chaque relai travaillerait deux heures de suite, et comme il y en avait quatre, chaque homme, après un travail forcé de deux heures, devait avoir un repos de six heures. Il n'était pas possible d'employer d'une manière utile plus d'hommes dans un même relai.

M. Dumesnil, juge de paix du canton et demeurant à Saint-Romain, ayant entendu vaguement parler, dans la soirée du 2, d'un accident arrivé à

Saint-Vincent Cramesnil, se rendit sur les lieux le lendemain 3, dans la matinée; et fit savoir l'état des choses à M. le sous-préfet du Havre, par exprès.

M. Hérard, ingénieur des ponts et chaussées au Havre, vint, sur l'invitation de M. le sous-préfet, voir le travail le 4, à 3 heures du matin: il approuva l'organisation adoptée, et laissa sur les lieux un cantonnier avec ordre de lui faire savoir chaque jour, au Havre, la profondeur atteinte par le puits de secours.

M. le sous-préfet du Havre vint lui-même sur les lieux le 4, entre 2 et 3 heures de l'après-midi, après avoir adressé à M. le préfet sa lettre d'avis, en date du même jour, 10 heures du matin. Cette lettre, transmise par M. le préfet, me parvint à 3 heures 30 minutes du soir.

Je suis arrivé à Saint-Vincent Cramesnil le 4, à 8 heures du soir: j'ai trouvé sur les lieux MM. Vautier, maire de Saint-Vincent, Vaudry, neveu de madame Bréard, et un gendarme à pied.

J'ai immédiatement pris connaissance de l'état des choses d'une manière détaillée.

Le puits de secours avait une profondeur de $11^{m},35$, et celle de l'ancien puits était de $17^{m},80$ dans la partie supérieure demeurée libre, que l'on pouvait seule mesurer. Sur ce dernier puits était resté, muni d'une corde nouvelle, le treuil qui avait servi à son approfondissement, l'ancienne corde ayant été enlevée, et consacrée au service du puits de secours.

Je reconnus d'abord en me faisant descendre dans l'ancien puits qu'il était dans un état d'éboulement effroyable, et qu'il y aurait folie à entre-

prendre de le consolider. J'appris avec regret le changement de corde entre les deux puits, parce qu'il me privait d'un moyen simple et à peu près juste de connaître immédiatement, par la disposition de la corde, la profondeur de la marnière.

Un vieux treuil apporté des environs et dans le plus déplorable état desservait le puits de secours.

Du reste, aucun autre abri pour garantir les ouvriers qu'un paillasson carré de 3 mètres de côté environ, posé de champ du côté du vent, et maintenu dans cette position par deux perches.

Mon premier soin fut de chercher à créer un abri convenable. Le temps était très-menaçant, la nuit sombre et humide, et le vent qui grondait au loin annonçait déjà la tempête qui n'éclata dans toute sa fureur que le lendemain mardi soir. Je pensai qu'une tente serait ce que je pourrais me procurer de la manière la plus prompte et la plus facile, parce que nous n'étions éloignés du Hâvre que de 25 kilomètres, et qu'il s'y trouve par centaines des tentes toutes prêtes, qui servent soit à abriter les marchandises le long des quais, soit à former des sortes de bureaux provisoires pour leur examen et leur livraison. J'attachais d'ailleurs beaucoup d'importance à ce que l'abri pût être dressé rapidement, avec le moins de bruit possible, et sans danger de rien laisser tomber dans le puits en travaillant au-dessus. Une tente satisfaisait à toutes ces conditions.

Je courus à la ferme et j'écrivis à M. le sous-préfet du Havre pour le prier *avec instances* de m'envoyer de suite une tente, et de mettre sous mes ordres douze à quinze hommes de garde que je savais devoir être utiles pour avoir constamment

sur pied deux ou trois factionnaires, indispensables pour la garde des provisions de bouche, pour veiller à ce que le feu ne prît nulle part, et pour maintenir l'ordre, tant parmi les curieux que parmi les ouvriers eux-mêmes. M. le sous-préfet répondit par l'autorisation de requérir la gendarmerie de Lillebonne et cinq à six pompiers de Saint-Romain.

Très-heureusement pour le succès de notre opération la tempête suspendait encore ses coups, et l'après-midi du 5 a pu, grâce à l'empressement de M. le juge de paix et de M. le maire, être très-utilement employée, à défaut de tente, à construire une hutte avec quelques pièces de bois, des chevrons et de la paille. Comme il faisait déjà grand vent, le risque de laisser tomber quelque objet sur la tête des piqueurs de service a été imminent pendant dix heures consécutives, et ces hommes se plaignaient fréquemment qu'on ne les entendît pas lorsqu'ils demandaient quelque chose.

A 10 heures du soir la couverture n'était qu'à moitié faite ; le vent soufflait si fort que les hommes qu'on éclairait chacun avec une lanterne dont les chandelles s'éteignaient à chaque instant, couraient risque d'être renversés avec leurs échelles. Force fût d'interrompre la construction de l'abri, mais non pas le travail du puits de secours qui fut continué *quand même*.

J'avais alors auprès de moi M. Rollet, garde-mines à Rouen, qui se trouvait en courses de service lorsque j'avais dû partir précipitamment la veille, et qui était venu me rejoindre le matin, m'apportant des objets de première nécessité que je n'avais pas eu le temps de prendre avec moi.

Dans la soirée je fus rejoint aussi par M. Gosselin, garde-mines à Fécamp, à qui j'avais envoyé l'ordre d'arriver en toute hâte.

La nuit fut très-pénible, le vent menaçant sans cesse d'emporter la partie couverte de notre hutte, et la pluie y pénétrant de toutes parts.

Notre treuil avait été remis en état de fonctionner dans des conditions tolérables de sécurité : un menuisier, un charpentier et le maréchal du pays y avaient, sans interrompre ni même retarder le service, ajusté des pièces, des arcs-boutants et des frettes, dont les mesures avaient été prises d'avance, en sorte que la pose n'avait duré que quelques minutes choisies dans les moments d'inactivité de l'appareil.

Le lendemain matin 6, la pluie avait cessé, et, bien que le vent continuât à souffler avec une extrême violence, les couvreurs arrivés au jour se remirent à l'ouvrage, qu'ils terminèrent dans l'après-midi. A partir de ce moment nous nous trouvâmes dans des conditions qui devenaient supportables, quelle que fût la durée du sauvetage.

J'avais été inquiet, dès mon arrivée, du petit nombre de piqueurs disponibles, et je songeais avec anxiété qu'au moindre accident, qui pouvait survenir d'un instant à l'autre, mes travaux seraient désorganisés.

J'avais en conséquence pris quelques informations sur les noms et adresses des piqueurs des environs.

J'avais employé une partie de la journée du 6 à prendre des renseignements sur la profondeur de la marnière, et pour cela je m'étais d'abord adressé au maître marneur, qui, sans jamais me

donner un chiffre sur la profondeur totale, me répondait seulement en annonçant ce que, d'après son estimation, il nous restait à percer. Je voyais que ces réponses ne s'accordaient pas entre elles, en sorte que je ne les accueillais qu'avec défiance, tandis qu'il était évident que tout le monde autour de nous le croyait. — *Il doit le savoir mieux que personne*, disait-on, *puisque c'est lui qui a percé la marnière!*

Le fait est qu'il ne connaissait pas cette profondeur, qu'il ne l'avait pas mesurée, et qu'il la croyait au maximum de 13 à 14 *brasses* (c'est la mesure ancienne du pays et elle vaut environ $1^m,625$). La profondeur maximum devait donc d'après lui être comprise entre 21 et $22^m,70$: or la hauteur de l'excavation pour l'exploitation de la marne étant de 2 mètres, nous devions rencontrer le toit à une profondeur de 19 à $21^m,70$, attendu que le maître marneur, qui avait choisi la place du puits de secours, déclarait qu'elle était droit au-dessus de l'excavation.

Je m'étais adressé à diverses personnes pour contrôler ces assertions, et j'avais obtenu de précieux renseignements.

Le maréchal-ferrant de la commune tenait de la bouche même de l'une des victimes de l'accident, qu'il avait mesuré la marnière avec une ficelle, et que sa profondeur était de *seize brasses*. Un des charpentiers affirmait l'avoir mesurée avec son fil à plomb quelque temps auparavant et que cette profondeur était de *seize brasses*. Enfin M. le maire de Saint-Vincent déclarait qu'un jour se promenant dans son jardin, d'où il voyait distinctement les tourneurs occupés au treuil, il s'était amusé à compter le nombre de tours de

manivelle *deux fois de suite*, et qu'il était sûr qu'il y en avait *quarante-six* pour descendre une corbeille au fond.

Je mesurai le treuil de l'ancien puits et le diamètre de la corde, en tenant compte, à l'aide d'une expérience directe, de l'aplatissement causé par la pression sur le treuil et du léger raccourcissement dû à l'enroulement sur un cylindre de petit diamètre; je vérifiai ainsi que les 46 tours annoncés par M. le maire formaient, à moins de 25 centimètres près, les 16 brasses indiquées par les autres renseignements. Ma conviction fut alors formée, et, tenant compte de l'avancement des travaux depuis mon arrivée, c'est-à-dire en laissant de côté tout le commencement qui avait été plus vite, parce qu'on n'avait pas encore rencontré de difficultés, j'annonçai qu'en supposant que tout allât bien, nous ne pouvions guère espérer d'arriver avant la nuit de vendredi à samedi, c'est-à-dire du 8 au 9. Le maître marneur affirma qu'on y serait mercredi soir, ou au plus tard jeudi matin; mais à mes yeux il était jugé et ne devait inspirer aucune confiance.

Le mercredi 6, à 6 heures du soir, notre puits de secours avait une profondeur de 16 mètres et il restait encore à percer, d'après mon estimation, une épaisseur d'environ $7^{m},70$; d'après celle du maître marneur, elle n'était plus que de 3 mètres à $4^{m},70$. Nous n'avions pas encore entendu le plus léger bruit souterrain, ce qui pouvait être fort inquiétant et faire croire à la mort des deux victimes, si l'on n'en avait plus été séparé que par une distance aussi faible.

Je remarquais qu'au sortir du puits les ouvriers chuchotaient entre eux en secouant la tête, et je

faisais tous mes efforts pour leur faire prendre patience, insistant sur la valeur des renseignements si divers et dont les résultats étaient si bien d'accord entre eux, qui avaient arrêté ma conviction.

Je disais que dans le terrain mouvant où nous nous trouvions, et séparés des prisonniers par une épaisseur de $7^m,70$, il était tout simple que nous ne les entendissions pas, quelque fort qu'ils frappassent. On commençait déjà à m'écouter alors, mais je ne parvenais pas encore à détruire tout le mauvais effet des inquiétudes manifestées par le maître marneur.

Une demi-heure après, j'apprends que cet homme se déclare malade et hors d'état de continuer le service. Pressé de questions, il me dit qu'il est pris de violentes douleurs dans la tête et l'estomac. Sa tête n'offrait aucun symptôme de chaleur en excès, la peau était bonne, le pouls régulier, et je fus convaincu qu'il n'y avait dans cette prétendue maladie qu'un effet de poltronnerie et de découragement, parce que le peu de solidité du terrain rendait le travail assez dangereux, et que le silence des prisonniers faisait croire à leur mort. Tout cela, venant d'un chef de chantier, était fort inquiétant pour la continuation de nos travaux, et je m'occupais des moyens de remédier au mal quand un exprès accourut à la ferme me dire que le piqueur alors de service, et dont j'avais visité le travail dans le puits quelques instants auparavant, venait de se faire remonter dans un état de frayeur incroyable, se disant aussi malade.

Mon second garde-mines, M. Gosselin, qui se trouvait alors de planton au bord du puits, s'était empressé de me faire savoir ce qui se passait, et comme le piqueur de relai ne se trouvait pas là,

pour prendre la place de celui qui n'avait pas encore fini son temps, M. Gosselin s'était fait descendre pour travailler lui-même en attendant qu'un autre ouvrier pût le remplacer.

Cet acte de la part de M. Gosselin est d'autant plus louable qu'il est encore boiteux des suites d'une chute faite dernièrement en dirigeant les travaux des carrières de Fécamp. Il ne me restait plus alors que deux piqueurs sur quatre.

Je crus un moment alors qu'aucun d'eux ne voudrait désormais travailler, et je ne m'expliquais que difficilement une pareille panique quand j'appris qu'une sotte histoire courait le pays, disant que pendant une messe célébrée dans une commune voisine, pour le succès de notre entreprise, les cierges s'étaient éteints, et que cela prouvait que nos hommes étaient morts. La peur, causée par l'état mouvant du terrain que nous traversions, agissant d'accord avec une superstition que M. le curé de Saint-Vincent s'était vainement efforcé de combattre, les ouvriers étaient persuadés que s'ils continuaient le travail ces deux morts viendraient les tirer par les pieds et les engloutir avec eux.

Je leur dis ce que venait de faire M. Gosselin, et les suppliai de consentir à le relever, chacun une fois au moins, pour me donner le temps d'envoyer chercher d'autres ouvriers qui se borneraient à les aider s'ils voulaient continuer à travailler, ou qui les remplaceraient tout à fait s'ils étaient décidés à abandonner leurs camarades. L'un d'eux, Séraphin Leberquier, répondit sans hésiter qu'il n'avait pas songé à quitter la place et qu'il était prêt à descendre. Stanislas Leberquier dit alors qu'il relèverait son frère et qu'ils travailleraient à eux deux toute la nuit s'il le fallait. Nous nous

rendîmes au puits : M. Gosselin, qui avait travaillé aussi fort qu'un simple ouvrier, fut remplacé, et je recommençai à espérer que nous n'aurions aucune interruption, car aussitôt que le maître marneur s'était dit malade, les autres ouvriers exprimant le désir de faire des relais moins longs, j'avais expédié mes deux gendarmes à cheval, l'un auprès de M. le juge de paix, avec une lettre pour lui demander des piqueurs, et l'autre à divers endroits jusqu'auprès de Bolbec, aux adresses que je savais déjà.

Pendant ce temps M. Vaudry avait eu la complaisance de faire préparer une voiture dans laquelle monta M. Gosselin, avec ordre d'aller à Saint-Romain requérir s'il le fallait, avec l'aide de M. le juge de paix, des moyens de transport pour se rendre à Fécamp, et de me ramener sans désemparer les deux meilleurs ouvriers de notre chantier des carrières.

La distance de Saint-Vincent à Fécamp est de 28 kilomètres; mais M. Gosselin, parti de Saint-Vincent à 8 heures du soir le 6, fit une telle diligence, que le 7, à 5 heures du matin, il était de retour avec ses hommes.

Dans cet intervalle, trois piqueurs que les gendarmes avaient trouvés à grande peine, par une pluie affreuse, étaient arrivés; le premier à onze heures du soir, et les deux autres à une heure. L'atelier avait été réorganisé sans suspension dans les travaux, les deux frères Leberquier ayant travaillé pendant tout le temps nécessaire avec une ardeur plus que suffisante pour faire oublier un instant de découragement de la part de l'un d'eux.

Le 7, entre deux et trois heures du matin, me

trouvant au fond du puits, à $18^m,50$ environ de profondeur, avec le nommé Jean Desavis dont je venais examiner le travail, je crus entendre un bruit souterrain provenant de coups de pics, et je remarquai que cet ouvrier tressaillait en même temps que moi. Il était donc probable que ce n'était pas une erreur de ma part. Nous écoutâmes encore, mais le bruit ne se répéta qu'une fois, plus faiblement et d'une manière douteuse. J'espérai que nos hommes avaient donné signe de vie et j'attendais avec plus d'impatience que jamais l'approfondissement de notre puits. Le travail poussé pendant toute la journée par des ouvriers frais qui se relevaient d'heure en heure, avait atteint à huit heures du soir la profondeur de $20^m,83$; mais tout le monde alors était joyeux et plein d'espoir; il n'y avait plus de malades, car vers trois heures après midi nous avions distinctement entendu les coups redoublés que frappaient les reclus pour nous dire qu'ils vivaient.

Le 8, à 1 heure 45 minutes du matin, nous avions atteint la profondeur de 21^m38, et voici quelle était notre situation :

Les *figures* 1 et 2, *Pl. II*, indiquent en *a a* l'ancien puits éboulé dans la partie *ffff*; *bb* le puits de secours.

Ce puits traversait d'abord $5^m,35$ de terre végétale et d'argile rouge de bonne consistance, mêlée de gros silex. A cette profondeur de $5^m,35$ on avait rencontré des terres argileuses appelées *les mouvants* par les ouvriers du pays. C'est un mélange de débris de craie, de sable et d'argile rouge d'une très-faible consistance, qui remplit dans quelques localités les anfractuosités de la craie, et repose toujours au-dessous de l'argile

rouge pure, qui lui a fourni une partie de ses éléments.

A partir de ce point il avait fallu boiser avec soin pour contenir la poussée des mouvants, et l'on avait rencontré en même temps des filets d'eau qui tombaient sans cesse en pluie sur le fond du puits, où ils trouvaient écoulement à travers ce fond qui était perméable.

Je veillais avec soin à ce que le puits fût maintenu dans une direction verticale, afin d'éviter le risque de voir les corbeilles accrocher en montant les gaulettes tressées en panier pour former le boisage.

Le puits avait rencontré d'un côté le bord presque vertical d'une masse de craie brisée, dans laquelle il était entré peu à peu.

Arrivé au niveau *hh*, ayant toujours d'un côté des mouvants, et de l'autre de la craie plus ou moins mêlée de parties argileuses et de silex, je remarquai que ce dernier terrain avait pris une bonne consistance, et je me décidai à percer dans la craie, vers le côté d'où venait le bruit des coups que l'on entendait très-distinctement. Je trouvais à cela l'avantage de rendre la besogne moins dangereuse en me débarrassant de l'obligation de boiser, parce que je quittais les mouvants. J'étais d'ailleurs sûr de ne pas m'égarer, parce que la direction que je voulais prendre me rapprochait de la ligne Nord-Sud, passant par l'axe de l'ancien puits, et sur laquelle le maître marneur avait cru placer le nouveau. Il l'avait mis par erreur à l'Est de cette ligne, et notre puits vertical tombait en dehors à l'Est de l'excavation. J'avais encore contrôlé ses assertions, et cette fois elles avaient

été confirmées de manière à ne pas me laisser de doutes.

Seulement, comme je savais que je n'étais pas encore à un niveau assez bas, je voulus percer une galerie inclinée pour gagner un peu de temps ; dès le premier mètre, je trouvai un lit épais de silex, extrêmement dur, placé horizontalement et que nous traversâmes dans le sens vertical, c'est-à-dire suivant une ligne aussi courte que possible. Nous approchions alors de la profondeur de *seize brasses*, et sachant les habitudes des marneurs de ce département, je ne doutai pas que l'extraction de la marne avait été faite dans la première couche exploitable qui se trouverait au-dessous du banc siliceux qui avait dû être réservé pour former le toit de l'excavation. Avec quelque peine nous parvînmes enfin dans cette couche, et peu après nous retirions vivants, du tombeau où ils étaient engloutis depuis six jours, les deux malheureux, objets de notre sollicitude.

M. Rollet, mon premier garde-mines, m'a secondé dans toute cette affaire avec le même zèle et la même constance que M. Gosselin ; comme lui il était toujours prêt, quelque pénible que fût le service que je lui demandasse. Je suis persuadé que s'il s'était trouvé à la place de son collègue, il aurait montré le même dévouement ; mais le hasard qui a fait que M. Gosselin était de garde au bord du puits au moment où il fallait montrer le plus d'énergie a mis celui-ci plus en relief.

Pendant la nuit du 7, la journée du 7 et la partie de la nuit suivante, qui s'est écoulée jusqu'à la délivrance, messieurs :

Dumesnil, juge de paix du canton de Saint-Romain ;

Hachard, médecin, demeurant à Saint-Romain,

Loinel, ancien pharmacien, demeurant près de Saint-Romain, et qui nous avait apporté divers cordiaux,

Vautier, maire de Saint-Vincent,

Et Vaudry, directeur de l'exploitation et neveu de madame Bréard, n'ont pas quitté d'un instant la hutte qui recouvrait l'entrée de notre puits.

Ils ont entouré des meilleurs soins les pauvres ressuscités, et après les avoir placés sur des civières envoyées à l'avance par M. le juge de paix, ils les ont accompagnés jusque chez madame Bréard, où ils les ont déposés dans une salle spacieuse chauffée et préparée à l'avance par cette dame si bonne et si charitable.

Pendant toute la durée du sauvetage, la ferme de madame Bréard, ses domestiques, commandés avec un zèle infatigable par M. Vaudry, ses chevaux, tout son bien enfin, étaient prodigués à ceux qui en avaient besoin pour aider à l'entreprise. Ces puissants auxiliaires, sur lesquels il n'était pas permis de compter à l'avance, ont en très-grande partie suppléé au service de surveillance que j'entendais organiser avec la force que j'avais demandée.

La gendarmerie, commandée par le brigadier Moinard nous a été d'une immense utilité, en faisant son service avec un zèle admirable et plein de dévouement. Toujours prête à courir à travers la campagne par le temps le plus affreux et les nuits les plus noires, elle a surtout contribué à empêcher que nos travaux ne fussent interrompus dans la nuit du 6 au 7, pendant laquelle la peur désorganisait notre atelier.

Les ouvriers se sont en général bien conduits.

C'est Séraphin, l'aîné des frères Leberquier, le seul des quatre premiers piqueurs qui n'a montré aucun signe de faiblesse, qui a eu l'heureuse chance, en achevant son relai, de crever de son dernier coup de pic la paroi qui nous séparait des reclus.

Le travail entier, depuis le commencement du puits de secours, a exigé de la part des ouvriers 74 journées de vingt-quatre heures, savoir : 48 journées de tourneurs et 26 journées de piqueur. Je pense, après avoir conféré avec M. le juge de paix de Saint-Romain et M. le maire de Saint-Vincent, qu'il serait convenable de payer 3 francs par journée (comprenant le jour et la nuit) de tourneur, et 4 francs par journée de piqueur ; que de plus, une certaine somme destinée à être partagée entre ces ouvriers, proportionnellement à l'argent gagnée par chacun d'eux, devrait leur être accordée à titre de gratification. Si ensuite une seule médaille de sauvetage était accordée, je pense qu'elle a été mieux méritée par Séraphin Leberquier que par aucun autre ; mais s'il y en a deux, son frère Stanislas a incontestablement droit à la seconde.

MÉMOIRE

Sur la fabrication du coke en Belgique et dans le nord de la France, pour le service des chemins de fer.

Par M. DE MARSILLY, ingénieur des mines.

La consommation du coke brûlé dans les locomotives est un des éléments les plus importants de la dépense qu'entraîne l'exploitation des chemins de fer; on peut en juger par celle du chemin du Nord qui revient à plus de 1,100,000 francs par an, c'est-à-dire au huitième environ de la totalité des frais d'exploitation (1), et cependant le bassin houiller de Valenciennes qu'il traverse, celui de Mons auquel il aboutit, lui permettent de s'approvisionner à des prix beaucoup plus bas que la plupart des autres chemins français (2).

Ce n'est pourtant pas au point de vue de la dépense qu'il occasionne que le coke mérite le plus l'attention du directeur d'un chemin de fer; sa qualité exerce sur la marche des trains une influence telle que, pour assurer la régularité du

(1) Ce chiffre se rapporte à l'exercice 1848; il représente une dépense moyenne de 0fr.,36 par kilomètre de parcours des machines. — En 1849, ce prix s'est abaissé à 0fr.,30 : économie, 17 p. 100. C.

(2) Au chemin d'Orléans, où le coke revient à plus de 50 francs la tonne, la dépense en coke constitue le cinquième ou le quart de la dépense d'exploitation totale.

service, il vaut mieux souvent y mettre un prix très-élevé : c'est ce qu'ont fait quelques chemins de fer en achetant des cokes anglais, lorsqu'ils pouvaient avoir, à des prix beaucoup plus faibles, des cokes de France ou de Belgique.

La différence de prix était trop considérable pour que le chemin de fer du Nord suivît cet exemple ; il ne pouvait guère songer à consommer du coke anglais qui lui eût coûté plus de 50 francs la tonne, lorsqu'il avait sous la main du coke qui ne lui revenait pas à 30 fr. ; de plus, il est de son intérêt que les autres chemins français tirent leur coke de la Belgique; car il a déjà nécessairement une partie des transports, et la régularité qu'il y apporte, l'avantage qu'il procure d'éviter des approvisionnements considérables, qui causent un déchet notable et une perte sensible, lui donnent l'espoir justement fondé d'enlever à la navigation une grande partie de ceux qu'elle fait aujourd'hui.

Ces circonstances déterminèrent l'administration du chemin du Nord à rechercher quelles améliorations on pourrait obtenir dans la fabrication du coke avec les houilles belges. A quelle cause fallait-il attribuer la grande supériorité du coke anglais? S'il n'était point possible d'atteindre sa qualité, pouvait-on espérer du moins en approcher ?

Telle est la question dont j'ai entrepris l'étude, guidé par les conseils des ingénieurs du chemin de fer du Nord.

Les essais ont porté principalement sur les houilles de l'Agrappe, ils ont été faits en grand ; le coke, dont on voulait constater la qualité, s'employait exclusivement pendant plusieurs jours sur

la partie de la ligne comprise entre Amiens et Paris; l'examen des rapports des mécaniciens et des ingénieurs qui suivaient les expériences permettait de comparer entre elles les différentes qualités. Ce n'est point en faisant un ou deux voyages seulement qu'on peut bien apprécier la qualité du coke, à moins qu'il ne soit très-bon ou très-mauvais; encore moins peut-on déterminer avec précision la consommation par kilomètre parcouru; car rien n'est plus variable que ce chiffre, suivant la charge du train, le conducteur de la machine, l'état de celle-ci, les conditions atmosphériques et mille autres circonstances dont on ne peut calculer la part d'influence.

Les essais, tels qu'ils ont été dirigés, pouvaient seuls permettre d'établir une comparaison entre les cokes de diverses natures, et c'est en prenant la consommation moyenne de chaque mois, en la comparant à celle du mois correspondant de l'année précédente, qu'on a été certain d'une diminution dans la consommation.

Cette diminution dans la consommation et, par suite, l'accroissement du pouvoir calorifique, ainsi que les autres améliorations apportées à la qualité du coke, proviennent spécialement de ce qu'on a rendu *plus propres* les houilles employées à la fabrication.

La qualité du coke dépend évidemment de trois choses : 1° la nature de la houille; 2° sa propreté; 3° le mode de fabrication. Toutes les houilles ne conviennent pas pour la fabrication du coke, et parmi celles qui servent à cet usage, il y en a de plus ou moins bonnes; il est clair que la nature du charbon influe sur la qualité du coke; que la première condition est d'avoir des houilles d'une

bonne nature : cette condition une fois remplie, la propreté exerce une très-grande influence, évidente *à priori*, mais qu'il importe d'apprécier à sa juste valeur : c'est ce que des expériences nombreuses nous ont permis de faire pour tous les charbons des bassins de Mons et de Valenciennes, et spécialement pour ceux de l'Agrappe.

Déjà les compagnies des chemins du Nord et de Saint-Germain avaient fait quelques expériences sur les cokes de l'Agrappe (1), et M. Flachat, ingénieur en chef des chemins de la rive droite, qui les suivait avec beaucoup de soin, signalait de singulières anomalies. Tantôt le coke fabriqué avec des houilles de la fosse n° 3, réputées les meilleures, paraissait bon ; il ne donnait point de mâchefer, ne salissait point les tubes ; tantôt, au contraire, il s'allumait à peine, faisait beaucoup de mâchefer, obstruait les grilles, et donnait peu de vapeur ; la qualité du coke était, en un mot, très-variable.

Mon premier soin, en arrivant sur les lieux, fut de faire mettre à part les charbons qui provenaient de certaines couches où le toit et le mur étaient très-mauvais, en sorte qu'on ne pouvait faire l'abattage sans mêler à la houille des matières étrangères ; en même temps l'ouvrier dut apporter plus d'attention dans le travail à la veine : une surveillance plus sévère fut exercée.

On essaya, sur le chemin du Nord, le coke fabriqué avec de la houille, à l'extraction de laquelle ces précautions avaient été apportées ; chaque jour

(1) Il y a quatre fosses en activité à l'Agrappe ; ce sont : les fosses n° 2 ou la Cour ; n° 3 ou le Grand-Trait ; n° 5 ou Sainte-Caroline ; n° 12 ou Noirchain.

on tirait de 1.500 hectolitres à 2,000 hectolitres, dont une partie était consacrée à la fabrication du coke pour le chemin du Nord; pendant trois mois qu'ont duré les expériences, celui-ci en a consommé journellement 60 à 80 tonnes; et les ingénieurs et les mécaniciens l'ont trouvé constamment d'un bon usage; il ne pouvait donc y avoir aucun doute sur sa qualité.

Or rien n'avait été changé dans le mode de fabrication; on avait employé les mêmes fours et la même houille. A quoi donc pouvait être attribuée cette amélioration notable et constante, si ce n'est à la propreté de la houille?

Des essais analogues furent faits avec les houilles des trois autres fosses en exploitation à l'Agrappe, et les mêmes soins, les mêmes précautions, s'ils n'obtinrent pas le même succès, amenèrent toujours une amélioration.

Les résultats de ces expériences semblaient déjà prouver clairement que la houille était d'une bonne nature, et que les matières étrangères, introduites lors de l'extraction, altéraient seules la qualité du coke.

C'est ce que devaient mettre encore mieux en évidence les essais suivants.

On a fait usage de deux grilles, l'une placée horizontalement, l'autre au-dessous de la première et inclinée.

Les barreaux de la grille horizontale étaient espacés de 3 centimètres environ, ceux de la grille inclinée de 8 millimètres.

En jetant la houille sur la première grille au sortir de la fosse, on la séparait en trois parties; la première, composée de ce qui ne passait point à travers la première grille, et que l'on désigne com-

munément sous le nom de gailleterie; la deuxième, de ce qui traversait le première grille sans traverser la seconde : c'est ce qu'on appelle le gailletin; la troisième, de ce qui avait traversé les deux grilles : ce qui constitue le fin.

Il y avait quelques grosses pierres dans la gailleterie, qu'il était facile d'enlever à la main; la houille était donc aussi pure qu'il était possible de l'obtenir.

Le gailletin renferme beaucoup de petites pierres dont une partie peut être enlevée à la main.

Toutes les parties schisteuses et friables se concentrent dans le fin (1).

Les charbons de deux fosses ont servi à cette opération, et on a fabriqué 20 à 30 tonnes de coke avec la gailleterie de chacune d'elles, autant avec le gailletin, autant avec le fin.

Quant aux deux autres fosses de l'Agrappe, on a seulement pris le *gros*, qui nous représente la houille aussi propre qu'il est possible de l'obtenir dans des conditions pratiques, et on a fabriqué 30 tonnes de coke environ par fosse.

On a trouvé :

1° Que les cokes fabriqués avec le gros ou la gailleterie étaient très-bons et à très-peu près de même qualité;

2° Que le coke fabriqué avec le gailletin n'était pas d'un emploi avantageux sur les machines;

3° Que celui fabriqué avec le fin était encore inférieur au précédent; dans certains cas même, il

---

(1) Dans le bassin de Mons, le fin est généralement très-sale, parce que les schistes mélangés à la houille sont plus friables que celle-ci et se réduisent plus facilement en poussière.

était si sale, qu'il ne pouvait pas complétement faire le service entre Paris et Compiègne.

Les cokes fabriqués avec le *tout-venant*, c'est-à-dire avec la houille telle qu'elle sort de la fosse, présentèrent des résultats variables; jamais ils ne furent trouvés aussi bons que ceux fabriqués avec la gailleterie; on essaya les cokes fabriqués avec les houilles de chaque fosse en particulier; ceux de la fosse n° 3, ainsi que je l'ai dit plus haut, firent un bon service; ceux des autres fosses leur étaient inférieurs.

L'examen analytique des houilles et des cokes, la détermination de la quantité de cendres qu'ils renferment, viennent confirmer les déductions qui précèdent.

D'une part, les cokes étaient essayés en grand dans les locomotives du chemin du Nord pour permettre d'apprécier exactement leur qualité relative, en sorte qu'on pouvait dresser une échelle où ils étaient rangés suivant leur bonté; d'autre part, les mêmes cokes furent essayés dans le laboratoire; le résidu qu'ils laissaient, par la combustion, fut déterminé par de nombreuses expériences.

En formant une échelle où ces cokes sont rangés d'après la quantité de résidu qu'ils laissent, on trouve que cette échelle est identique avec la première.

La qualité des cokes de l'Agrappe varie donc dans le même sens que leur propreté.

Si les cokes fabriqués avec le gailletin et le fin sont si inférieurs à ceux fabriqués avec le gros, c'est qu'ils contiennent beaucoup plus de cendres; ces derniers n'en renferment que 5 à 5 1/2 p. 100, et ceux du fin jusqu'à 12 p. 100; des cokes, qui

contiennent 15 p. 100, se sont éteints dans les foyers; ceux de la fosse n° 3 renfermaient 7 à 8 p. 100 de cendres : la proportion était de 9 à 10 p. 100 dans les cokes fabriqués avec le tout-venant des autres fosses; aussi étaient-ils inférieurs à ceux-là, et toujours le plus sale était trouvé le moins bon.

Il est vrai qu'en Angleterre, c'est le fin qu'on emploie pour la fabrication du coke; le gros en est séparé et se vend à part; mais si le fin donne quelquefois un excellent coke, il en donne aussi du mauvais : quand le coke est bon, c'est que le fin est naturellement propre; ce qui n'a jamais lieu dans les bassins de Mons et de Valenciennes. Cela tient à ce que les veines exploitées en Angleterre sont ordinairement dans des conditions de propreté bien meilleures que celles exploitées dans le département du Nord et en Belgique; le toit et le mur sont très-solides; il n'y a point de lit de schiste friable intercalé dans la couche; en sorte qu'on peut abattre le charbon sans y mêler de matières étrangères en quantité notable, ce qui est impossible dans les charbons de Mons et de Valenciennes. Toutefois, il s'en faut que tous les cokes brûlés en Angleterre sur les chemins de fer aient la propreté convenable et la qualité qu'on leur attribue généralement.

Il n'y a donc rien en cela de contraire au principe que j'ai établi pour les mines de l'Agrappe, et qu'on peut généraliser en disant que, pour les cokes fabriqués de la même manière, avec des houilles de même nature, la qualité varie en raison de la propreté qu'elle augmente ou diminue avec elle.

Des exemples nombreux viendraient au besoin confirmer ce principe, d'ailleurs si évident.

Les houilles de l'Escouffiaux (1) sont moins grasses que celles de l'Agrappe ; elles servent spécialement à la fabrication du gaz, et on ne croyait point que le coke qu'elles donnaient fût d'un bon emploi dans les locomotives; l'expérience a démontré la fausseté de cette opinion ; le coke fabriqué avec la gaillette était d'un excellent usage : j'ai fait fabriquer de 20 à 30 tonnes de coke avec le gros écrasé de chacune des trois fosses en activité, et l'essai sur les machines a été très-satisfaisant : peut-être ce coke était-il un peu plus léger, et passait-il plus vite au feu que celui de l'Agrappe; mais cela tenait sans doute à ce que la cuisson n'avait pas eu lieu dans d'aussi bons fours.

Si les essais antérieurs n'avaient point réussi, c'est qu'on avait opéré sur le tout-venant qui est impur ; la propreté seule peut expliquer ce changement.

Depuis un an, la plupart des charbonnages du bassin de Mons ont amélioré beaucoup la propreté de la houille, en apportant plus de soin à l'extraction ou en recourant au procédé de lavage; plusieurs d'entre eux ont fourni du coke au chemin du Nord, et il n'y a pas eu depuis six mois une seule livraison dont la teneur en cendres n'ait été déterminée; la qualité du coke n'est point restée constamment la même; elle a présenté des variations qu'accusaient les rapports des mécaniciens et une consommation de combustible plus grande :

---

(1) Les concessions de l'Escouffiaux, de l'Agrappe et Griseuil sont trois concessions distinctes réunies entre les mains de la compagnie des charbonnages belges.

cela a toujours coïncidé avec une plus grande proportion de cendres, constatés par les essais.

Jamais ce dernier indice n'a été trompeur; il a constamment concordé avec les plaintes que suscitait le coke quand il était mauvais. Ceci s'applique aux cokes des compagnies de l'Agrappe, de Jolimet et de Boinge, de Longterne, de Bellevue, qui, avec celles d'Elouges et du baron de Mecklembourg, forment les principaux charbonnages gras du bassin de Mons.

Enfin, la houille employée à la fabrication du coke dans le bassin de Valenciennes a été rendue aussi plus propre, et il est certain qu'à partir de ce moment, la qualité du coke a subi une amélioration notable.

L'ensemble des expériences et des faits que j'ai cités établit bien clairement quelle est l'importance de la propreté de la houille.

C'est la première condition d'une bonne fabrication, et si l'on pouvait avoir des houilles grasses donnant un coke qui ne renfermât que 1 à 2 p. 100 de cendres, nul doute qu'il ne fût encore bien supérieur à celui qu'on fabrique maintenant.

La limite, au-dessous de laquelle on ne peut descendre, est évidemment marquée par la propreté de la gaillette; car là le mélange des matières étrangères est tellement intime, qu'il n'existe pas de moyens mécaniques de les séparer.

Ce n'est pas en prenant un morceau de houille au hasard et en l'incinérant qu'on pourra déterminer exactement la quantité de cendres que renfermera le coke fabriqué en grand; si les essais n'étaient point variés et nombreux, on serait conduit à admettre des chiffres quelquefois trop forts, le plus souvent trop faibles; car il y a dans la

houille des raies noires, espèce de charbon impur, qui en altèrent la pureté; on peut avoir un échantillon qui en soit exempt : il est impossible de les éviter en grand.

J'ai réuni dans le tableau suivant les résultats que m'a donnés l'incinération et la calcination, en vase clos, d'un grand nombre de houilles des mines du bassin de Mons et du Centre.

D'après la remarque qui précède, il faut regarder les quantités de cendres indiquées dans le coke comme inférieures à celles que donnerait du coke fabriqué en grand avec la gaillette :

NUMÉROS des essais	DÉSIGNATION DES CHARBONS et des cokes. Puits d'extraction. Noms des couches.	Désignation des couches.	Rendement en coke p. 100.	PROPORTION de cendres dans le charbon.	dans le coke.	OBSERVATIONS.
		MINES DE L'AGRAPPE.				
1	*Fosse* nº 2.	Gaillette.	77,00	4,60	5,97	Une partie de la veine exploitée était en brouillage lorsque ces essais ont eu lieu.
2	Grande-Séreuse.	*Id.*	79,60	3,40	4,27	
3	»	*Id.*	77,20	2,20	2,84	
4	»	*Id.*	80,40	1,60	1,99	
5	»	*Id.*	77,00	5,20	6,75	
6	»	*Id.*	77,40	13,00	16,79	Il y avait beaucoup de parties noires.
7	»	Fin pris au tas, près de la Fosse.	78,00	8,00	10,25	
8	»	Partie noire extraite d'une gaillette.	89,50	5,00	5,58	Elle se réduisait facilement en poudre.
9	»	Noir assez dur.	86,56	29,11	33,62	
10	»	Noir dur.	85,28	79,08	9,27	Il est appelé Reffle par les mineurs.
11	»	Coke de la gaillette.	»	»	6,50	Coke fabriqué en grand.
12	»	*Id.*	»	»	8,00	*Id.*
13	*Fosse* nº 3.	Gaillette.	75,60	3,60	4,76	
14	1º Grande-Séreuse.	*Id.*	77,00	5,00	6,49	
15	»	*Id.*	75,20	2,80	3,73	
16	»	Fin pris au sortir de la Fosse.	76,80	8,40	10,93	
17	2º Petit-Jamain.	Gaillette.	78,20	2,60	3,32	
18	»	*Id.*	77,60	6,20	7,98	Beaucoup de raies noires.
19	»	*Id.*	77,00	2,00	2,59	
20	»	*Id.*	78,80	0,80	1,01	
21	»	Noir tendre.	»	12,00	»	
22	»	Coke de la gaillette.	»	»	5,50	Coke fabriqué en grand avec le Petit-Jamain et la Grande-Séreuse.
23	»	Coke du tout-venant.	»	»	7,70	Fabrication en grand. Moyenne de plusieurs essais.

NUMÉROS des essais.	DÉSIGNATION DES CHARBONS et des cokes. Puits d'extraction. Noms des couches.	Désignation des couches.	Rendement en coke p. 100.	PROPORTION de cendres. dans le charbon.	dans le coke.	OBSERVATIONS.
24	*Fosse n° 5.*	Gaillette.	77,00	1,20	1,55	
25	Chauffournoise.	*Id.*	76,80	1,20	1,54	
26	»	*Id.*	76,60	2,60	3,39	Des parties noires souillaient l'échantillon.
27	»	*Id.*	77,80	12,00	11,70	Beaucoup de parties noires.
28	»	Fin criblé.	77,00	8,00	»	
29	»	Noir tendre extrait d'une gaillette.	90,80	9,00	»	
30	»	Noir tendre.	90,30	23,00	»	
31	»	Coke du gros.	»	»	5,00	Fabrication en grand.
32	»	Coke du gailletin.	»	»	8,00	*Id.*
33	»	Coke du fin criblé.	»	»	11,50	*Id.*
34	»	Coke du tout-venant.	»	»	9,75	*Id.*
35	»	Gaillette du Grand-Jamain.	77,20	»	»	
36	*Fosse n° 12.*	Gaillette.	76,80	2,20	»	
37	Grande-Séreuse.	*Id.*	77,60	3,00	»	
38	»	*Id.*	77,60	1,80	»	
39	»	*Id.*	79,80	1,60	»	
40	»	Fin pris au sortir de la Fosse.	80,00	11,00	»	
41	»	Noir tendre extrait d'une gaillette.	88,00	3,20	»	
42	»	Coke du gros.	»	»	4,50	Fabrication en grand.
43	»	*Id.*	»	»	5,50	*Id.*
44	»	Coke du gailletin.	»	»	6,50	*Id.*
45	»	*Id.*	»	»	11,50	*Id.*
46	»	Coke du fin.	»	»	12,00	*Id.*
47	»	*Id.*	»	»	17,00	*Id.*

NUMÉROS des essais.	DÉSIGNATION DES CHARBONS et des cokes.		Rendement en coke p. 100.	PROPORTION de cendres		OBSERVATIONS.
	Puits d'extraction. Noms des couches.	Désignation des couches.		dans le charbon.	dans le coke.	
			MINES DE L'ESCOUFFIAUX.			
48	*Fosse* n° 1.	Gaillette Grands-Andrieux.	68,80	3,00	6	Tous les essais qui suivent ont été faits sur des gaillettes.
49	»	*Id.*	71,60	1,20	»	
50	*Fosse* n° 5.	*Id.*	68,80	2,20	»	
51	»	*Id.*	68,00	3,60	»	
52	*Fosse* n° 7.	*Id.*	70,60	1,60	»	
53	*Fosse* n° 1.	Coke du gros.	»	»	5,00	Fabrication en grand.
54	*Fosse* n° 5.	*Id.*	»	»	6,50	*Id.*
55	»	*Id.*	»	»	3,50	*Id.*
56	»	*Id.*	»	»	5,00	*Id.*
57	*Fosse* n° 7.	*Id.*	»	»	6,00	*Id.*
			MINES DU BARON DE MECKLEMBOURG.			
58	*Fosse* n°	Plate veine.	71,00	1,60	»	
59	»	Grands-Andrieux.	70,00	1,40	»	
60	*Fosse Frédéric.*	Angleuse.	73,00	2,40	»	
61	*Id.*	Abbaye.	74,00	1,80	»	
62	*Id.*	Grand-Luquet.	66,00	2,80	»	
63	»	Coke de M. Duberne fabriqué avec du tout venant.	»	»	9,00 à 10 p. 0/0	Moyenne de plusieurs essais.
			MINES DE BELLEVUE.			
64	*Fosse* n° 8.	Petite Chevalière. Laie du toit.	78,20	2,20	»	Les échantillons ont été pris au fond de la mine, à la couche même.
65	»	*Id.* Laie intermédiaire.	73,60	3,00	»	
66	»	*Id.* Laie du toit subsistant seule.	76,80	2,00	»	
67	»	Mouton.	75,40	2,00	»	La veine est régulière.
68	»	*Id.*	76,60	4,40	»	La veine est en étreintes.

Numéros des essais.	DÉSIGNATION DES CHARBONS et des cokes.		Rendement en coke p. 100.	PROPORTION de cendres		OBSERVATIONS.
	Puits d'extraction. Noms des couches.	Désignation des couches.		dans le charbon.	dans le coke.	
69	*Fosse* n° 8.	Auvergie.	76,60	2,40	»	La veine est régulière.
70	»	Petite-Chevalière. Laie du mur.	79,20	1,80	»	
		MINES DE LA GRANDE VEINE D'ELOUGES.				
71	*Fosse* n° 4.	Grande-Veine en plat. Laie du mur.	75,20	3,00	»	
72	*Id.*	*Id.* Layette du mur.	76,80	2,80	»	La layette du mur disparait souvent.
73	»	*Id.* Laie du toit.	69,60	2,60	»	
4	»	*Id.* Près du mur.	73,80	5,80	»	Échantillon pris au contact du mur.
75	»	Veine à forge en droit.	71,20	6,10	»	La veine était irrégulière.
76	»	*Id.* Laie du toit.	74,60	3,40	»	Partie régulière.
77	»	Fin criblé.	77,30	1,40	»	
		MINES DE LONG-TERNE.				
78	*Fosse* n°	Laie du toit de $0^m,40$.	74,80	4,60	»	Il n'y a qu'une fosse en activité.
79	Veine à forges ou Long-Terne.	Laie du mur de $0^m,15$.	75,75	1,50	»	
80	»	Havril.	75,75	5,50	»	Le lit où se fait le lavage a $0^m,2$ d'épaisseur environ.
81	»	Lit de charbon schisteux.	75,75	4,70	»	L'épaisseur du lit est de $0^m,3$ environ.
82	»	Gaillette prise au hasard.	74,20	1,80	»	Ce dernier essai est postérieur de plusieurs mois au précédent.
83	»	Noir tendre extrait d'une gaillette.	93,40	2,20	»	
		MINES DE JOLIMET ET BOINGE.				
84	»	Gaillette.	79,00	1,80	»	La veine exploitée est d'une régularité parfaite.
85	»	*Id.*	78,60	0,90	»	
86	»	*Id.*	80,50	1,40	»	

NUMÉROS des essais.	DÉSIGNATION DES CHARBONS et de cokes — Puits d'extraction. Noms des couches.	DÉSIGNATION DES CHARBONS et de cokes — Désignation des couches.	Rendement en coke p. 100.	PROPORTION de cendres — dans le charbon.	PROPORTION de cendres — dans le coke.	OBSERVATIONS.
	MINES DE SARS-LONGCHAMPS ET BASSIN DU CENTRE.					
87	*Fosse n° 5.*	Veine de Huit-Paumes.	79,60	2,80	3,50	Les charbons de Huit-Paumes et de la veine du Pré servent à la fabrication du coke.
88	*Fosse n° 2.*	*Id.*	80,00	0,40	0,50	
89	*Fosse n° 4.*	Veine du Pré.	82,00	1,30	»	Les veines sont très-régulières.
90	*Fosse n° 5.*	*Id.*	80,40	1,10	»	
91	*Fosse n° 3.*	Joligay.	82,20	1,35	»	Les houilles de Joligay et de la Grande-Jenne ne sont pas employées à la fabrication du coke.
92	*Id.*	Grande-Jenne.	81,30	2,50	»	
93	»	Partie noire extraite d'une gaillette.	81,50	4,00	5,00	
94	»	Coke fabriqué avec le tout-venant sans être lavé.	»	»	10,60	
95	»	Tout-venant, la gaillette enlevée.	78,60	8,80	11,19	
	HOUILLE ANGLAISE EMPLOYÉE A LA FABRICATION DU COKE POUR LE CHEMIN DE FER DE BOULOGNE.					
96	»	Gaillette.	72,40	1,50	»	Elle n'est point propre à la forge.
97	»	Coke anglais.	»	»	4,50	Fabrication en grand.

On peut tirer des résultats consignés dans ce tableau les conclusions suivantes :

1° Les morceaux de houille les plus purs renferment au moins, sauf de rares exceptions, 1 à 2 p. 100 de cendres ; le coke fabriqué avec la gaillette a donné 5 p. 100, quelquefois moins; je pense qu'il est difficile, avec les houilles du bassin de Mons, de descendre au-dessous de 3 p. 100; celles du bassin du Centre me sont moins connues, et les essais que j'ai faits ne sont pas assez nombreux pour émettre une opinion bien fondée; peut-être arrivera-t-on à un chiffre plus bas encore, jusqu'à 2 p. 100.

Ce qui vient à l'appui de cette opinion, c'est que les veines de charbons gras du Centre ont une régularité que ne possèdent point celles du bassin de Mons ; les charbons flénus appartiennent à des couches très-régulières; il en est tout autrement des charbons gras : c'est un fait qui les caractérise et qui, en rendant leur exploitation très-difficile, maintient leur prix plus élevé; or les plus propres sont ceux qui appartiennent aux veines les moins irrégulières. Quand une veine entre en brouillage, la gaillette devient moins pure; il est donc naturel de regarder la régularité des couches du Centre comme un indice de la propreté de la houille.

Je crois qu'en général, pour toute espèce de charbons, la pureté est d'autant plus grande que les couches dont ils proviennent sont plus régulières; celles du Flénu, qui présentent des *plateurs* d'une régularité parfaite, donnent des charbons qui, par l'incinération, laissent un résidu très-faible.

2° Les parties noires qu'on trouve dans les gail-

lettes contiennent généralement une proportion de cendres considérable ; elles altèrent la pureté de la houille. Elles se présentent ordinairement en raies discontinues, et il est à remarquer qu'elles sont d'autant plus nombreuses que la veine est moins régulière.

3° Le coke fabriqué avec le tout-venant, à l'Agrappe, n'a jamais eu la propreté du coke fabriqué avec la gaillette; quelque soin qu'on apporte à l'extraction, les conditions ne sont jamais assez bonnes pour éviter complétement l'introduction de matières étrangères; on a bien pu, pendant quelque temps, à Jolimetz et Boinge, fabriquer du coke à 5 et 6 p. 100 avec le tout-venant; mais ce degré de propreté n'a pu être maintenu; il y a trop de variations dans l'allure des couches ou trop de soins à prendre dans l'extraction pour conserver d'aussi bons résultats.

C'est faute d'avoir tenu compte de cette condition essentielle de la propreté de la houille que bien des fabricants ont fait des essais infructueux, ou bien que le procédé qu'ils ont employé finalement comme le meilleur ne leur a plus réussi lorsqu'ils ont voulu l'appliquer à des houilles provenant d'une autre mine.

Dans toutes les expériences que je citerai, j'ai constamment employé des houilles propres, donnant des cokes qui renfermaient au plus 7 à 8 p. 100. Les conclusions auxquelles j'arrive ne s'appliquent qu'aux cokes fabriqués avec elles.

Ceci posé, j'ai recherché pour chacun des divers systèmes de fours usités à l'Agrappe quelle était la meilleure manière de conduire la cuisson, et, ce point constaté, en comparant les résultats

entre eux, j'ai déterminé quel était le système de fours le plus avantageux.

Il y a deux espèces de fours employés à l'Agrappe : les fours plats et les fours cylindriques. Parmi les fours plats on distingue les petits fours et les grands fours.

Les dimensions des petits fours sont les suivantes :

	mètres.
Longueur.	3,00
Largeur.	2,50
Hauteur de la voûte au-dessus de la sole.	1,25

La sole est elliptique; elle n'est point chauffée en-dessous, non plus que celle des grands fours.

J'ai fait fabriquer :

4 tonnes en.	24 heures.
16 tonnes en.	36 heures.
16 tonnes en.	48 heures.

Les charges étaient :

En 24 heures. . .	27 hect. . . .	$0^m,46$ d'épaisseur.
En 36 heures. . .	30 hect. . . .	$0^m,51$ *id.*
En 48 heures. . .	32 hect. . . .	$0^m,54$ *id.*

La cuisson a été conduite de manière à obtenir dans chaque cas le coke aussi dur et aussi dense que possible.

Les cokes obtenus étaient tous d'un bon usage dans les locomotives; mais celui fabriqué en vingt-quatre heures passait beaucoup plus vite; il était moins dur et moins dense que ceux de trente-six heures et de quarante-huit heures, et donnait plus de déchet. Or il est très-important que le coke soit dur et dense, non-seulement parce qu'il tient mieux au feu dans la machine, mais encore

parce qu'à la suite du déchargement des fours et des divers transbordements, il éprouve un déchet moins notable.

Le coke cuit en trente-six heures était d'un bien meilleur usage que le précédent, et cependant il ne valait point encore celui de quarante-huit heures.

Les fabrications qui ont été faites en soixante heures, soixante-douze heures et quatre-vingt-seize heures, n'ont pas donné de résultats supérieurs; en soixante-douze heures il y avait à craindre déjà que le four ne se refroidît trop.

Une cuisson de quarante-huit heures est donc celle qui convient le mieux aux petits fours de l'Agrappe. Depuis un an qu'ont été faites les expériences, on a constamment fabriqué en quarante-huit heures. Les marchés exigent que la cuisson n'ait pas lieu dans un temps moindre.

Ce n'est pas que la cuisson proprement dite dure quarante-huit heures; en moins de trente-six heures elle est complète, toutes les parties volatiles sont dégagées. Il semble donc que le coke se durcit dans les dernières heures, et, pour le rendre aussi dur que possible, on bouche toutes les issues, même l'ouverture par où s'échappaient les gaz; c'est ce qu'on appelle *étouffer le four*.

Les grands fours plats ont les dimensions suivantes :

	mètres.
Longueur.	5,50
Largeur.	2,50
Hauteur maxima de la voûte au-dessus de la sole.	1,50

La sole est ovale. Il y a deux portes aux extrémités du grand axe, par lesquelles s'effectuent le chargement et le déchargement.

J'ai essayé dans ces fours 300 hectolitres de gaillettes de la fosse n° 5 de l'Agrappe, donnant un coke avec une teneur de 5 p. 100 à 5,50.

Les charges étaient, par four :

		épaisseur de la charge.
		mètres.
En 24 heures. . .	40 hect. . . .	0,37
En 48 heures. . .	70 hect. . . .	0,64
En 72 heures. . .	80 hect. . . .	0,74
En 96 heures. . .	100 hect. . . .	0,75

Le four où la cuisson s'est faite en quatre-vingt-seize heures avait des dimensions plus grandes que les autres :

	mètres.
Longueur.	6,10
Largeur.	2,77
Hauteur de la voûte.	1,25

Les charges varient nécessairement avec la durée de la cuisson. Il est impossible, par exemple, de cuire convenablement dans ces fours 80 hectolitres en vingt-quatre heures. Elles ont été calculées et l'opération conduite de manière à obtenir le coke le plus dur et le rendement le plus grand possible.

On a trouvé :

1° Que le coke de vingt-quatre heures était beaucoup moins dur et moins dense que celui de quarante-huit heures;

2° Que celui de quarante-huit heures était inférieur à celui de soixante-douze heures, quoiqu'il s'en rapprochât beaucoup;

3° Que le plus dur et le plus dense, le mieux cuit était celui de quatre-vingt-seize heures.

4° Que le déchet (1), qui était de 3 à 4 p. 100 en vingt-quatre heures, se réduisait à 1 1/2 p. 100 ou 2 p. 100 en quatre-vingt-seize heures;

5° Que le rendement en quatre-vingt-seize heures était supérieur aux précédents, et dépassait de 2 à 3 p. 100 le rendement en vingt-quatre heures.

Les cokes de la fabrication précédente ont fait un excellent service dans les machines, quelle que fût la durée de la cuisson. Mais ceux qui donnaient le moins de déchet lors des divers transbordements, qui résistaient le mieux au feu dans les machines, qui, en un mot, faisaient le meilleur service, étaient incontestablement les cokes cuits en quatre-vingt-seize heures.

Une cuisson plus longue, de cent vingt heures, par exemple, n'a point donné de résultats supérieurs.

Ainsi quatre-vingt-seize heures est la durée la plus convenable pour la cuisson dans les grands fours.

J'ai fait fabriquer 4 ou 5 tonnes de coke avec des gaillettes du n° 5 dans des petits fours, en quarante-huit heures, pour comparer les résultats qu'ils donnent avec ceux des grands fours. Les résultats étaient parfaitement comparables, puisqu'on employait des houilles de même nature et d'une grande propreté.

Le coke différait peu de celui qu'on avait obtenu en quarante-huit heures dans les grands fours; le rendement n'était pas aussi fort.

---

(1) Le coke est chargé sur les voitures ou les wagons avec des pelles à jour dont les dents sont espacées de 4 à 5 centimètres. Ce qui traverse la pelle constitue le petit coke.

Parmi les fours plats de l'Agrappe les meilleurs sont donc les grands fours. La charge doit y être très-forte, la cuisson de quatre-vingt-seize heures.

Dans les fours cylindriques la cuisson se faisait toujours en vingt-quatre heures.

Pendant quinze jours conséqutifs on a fabriqué journellement 30 tonnes de coke dans 24 de ces fours établis à Frameries; la charge était de 23 à 24 hectolitres. En même temps, avec les mêmes houilles, donnant un coke d'une teneur de 7 à 8 p. 100, on a fabriqué dans les fours plats en quarante-huit heures à peu près la même quantité.

Pendant quinze jours des essais comparatifs ont eu lieu dans les locomotives du chemin de fer du Nord, et constamment on a trouvé que le coke des fours cylindriques était inférieur à celui des fours plats. Il donnait plus de déchet et ne se comportait pas aussi bien dans les foyers des locomotives.

Le rendement n'était pas tout à fait aussi fort que dans les fours plats.

J'ai alors fait porter la cuisson à quarante-huit heures, la charge à 37 hectolitres, et il s'en est suivi une amélioration sensible; le rendement est devenu plus fort que dans les petits fours; le coke était dur et ne se délitait plus au feu comme auparavant. Ces résultats étaient tellement nets que la cuisson dans les fours cylindriques s'est toujours faite depuis en quarante-huit heures.

Malgré cette amélioration, le coke des fours cylindriques ne vaut peut-être pas encore celui fabriqué en quarante-huit heures dans les petits fours; il est inférieur certainement à celui fa-

briqué en quatre-vingt-seize heures dans les grands fours.

Comme qualité de produits, comme rendement, ceux-ci sont supérieurs à tous les autres.

Au point de vue économique il en est de même encore.

La construction des grands fours ne revient pas à 2.000 fr. par four : elle varie de 1.500 fr. à 2.000 fr.; celle d'un petit four, de 500 fr. à 800 fr.

La durée est au moins de dix ans. Elle est même de quinze ans et vingt ans si les matériaux sont bons, si la construction est bien faite.

En comptant un amortissement de 10 p. 100 pour les fours et leur entretien, on aura :

	fr.	
Pour les grands fours. . .	150	par an.
Pour les petits fours. . . .	50	

Soit par tonne, en supposant trois cents jours de travail régulier par an, la fabrication en quatre-vingt-seize heures dans les grands fours, en quarante-huit heures dans les petits, avec une charge de 90 hect. dans les premiers et de 32 hect. dans les seconds :

	fr.
Pour les grands fours.	0,39
Pour les petits fours.	0,20
Différence.	0,19

Cette différence est largement compensée par un rendement plus considérable, par un déchet moindre dans les divers transbordements que subit le coke; car pour un chemin de fer auquel la tonne revient à 50 fr. un déchet de 1 p. 100

seulement représente une perte d'au moins $0^f,30$.

La différence due à l'amortissement eût été plus faible encore, si j'avais pris pour base de mon calcul une fabrication en soixante-douze heures, qui donne presque d'aussi bons résultats que celle de quatre-vingt-seize heures.

Quant à la main-d'œuvre et aux autres dépenses de fabrication, elles sont à peu près les mêmes pour les petits fours et pour les grands.

Au point de vue économique l'avantage reste donc à ces derniers.

La supériorité des grands fours sur les fours cylindriques me paraît encore plus grande que sur les petits fours.

Un four cylindrique est d'une construction difficile et coûteuse; le prix de revient s'élève à plus de 2.000 francs. Les premiers ont coûté plus cher; ils exigent un entretien plus fréquent et plus dispendieux. Les conduits nombreux qui livrent passage à la flamme s'altèrent rapidement. J'estime que leur durée est inférieure à celle des fours ordinaires. Même en cuisant en quarante-huit heures, on obtient un rendement plus faible ou égal tout au plus, (abstraction faite de l'eau renfermée dans le coke pour l'éteindre dans le premier cas) à celui qu'on obtient dans les grands fours. La quantité qu'on fabrique journellement est un peu inférieure à celle qu'on fabrique dans ceux-ci.

Enfin il y a un matériel considérable à entretenir, la main-d'œuvre est plus élevée, quoique l'opération soit plus simple en apparence.

Tous ces faits me semblent établir clairement que non-seulement la fabrication des grands fours donne de meilleurs cokes que celle des fours cy-

lindriques, mais encore qu'elle est plus économique.

On peut, en moyenne, évaluer à 2f,50 les frais de fabrication en Belgique, et établir de la manière suivante le prix de revient :

	fr.
Déchargement du charbon. . . .	0,22
Main-d'œuvre et surveillance. . .	1,20
Entretien des fours et du matériel; amortissement.	0,50
Divers déchets du petit coke. . . .	0,12
Chargement du coke.	0,46
Prix de revient. . . .	2,50

Ce chiffre est variable suivant les dispositions des lieux et des fours, le prix de la journée, etc.; souvent il ne s'élève pas aussi haut.

Les cokes chargés en wagon à Jemmapes subissent, pour arriver à Paris, les frais suivants :

	fr.	fr.
De Jemmapes à Quiévrain, ci. . . .	1,10	4,50
Droits d'entrée, décime en sus, surveillant.	3,40	
Transport par le chemin du Nord. .	15 »	19,50
Déchargement à la Chapelle et chargement du tombereau.	0,40	
Camionnage à l'intérieur de Paris. .	3 »	
Déchet de 2 p. 100.	1,10	
Total des frais de transport de Jemmapes à Paris par le chemin de fer.		24,00

Les frais de transport par bateaux sont les suivants :

	fr.
Droits d'entrée.	3,40
Fret de Jemmapes à la Villette.	15 »
Déchargement et transport au chemin d'Orléans.	3 »
Déchet et éventualités.	5,85
	27,25

M. Duberne livrait en 1849, au chemin d'Orléans, du coke au prix de 51 fr.

	fr.	
Prix de la tonne de coke.	23,75	au bateau.
Transport.	27,25	
	51,00	au bateau.

Celui d'Elouges revenait à 49 fr. ou 49f,50. La différence portait sur le chapitre déchet et éventualités.

Maintenant que le chemin de Mons à Manage est ouvert, il y a des cokes du centre qui arrivent à Quiévrain, tous droits payés, au prix de 21f,70. Ils coûteraient donc, rendus à domicile à Paris, 41f,20; c'est le prix le plus bas qui ait été atteint jusqu'à ce jour.

Les principes sur lesquels repose la conduite de l'opération dans les fours cylindriques sont tout différents.

Dans les fours cylindriques la température est très-élevée lors du chargement; on introduit beaucoup d'air au commencement, surtout lorsqu'on cuit en vingt-quatre heures; la sole est chauffée en-dessous, et on maintient la température très-élevée jusqu'au déchargement.

On a pensé : 1° qu'en brûlant les gaz qui se dégageaient, et en employant la chaleur que développe leur combustion à chauffer la sole, on aurait un rendement plus grand;

2° Que la température étant très-élevée lors du chargement, la houille se collerait mieux par le dégagement prompt des matières bitumineuses qu'elle contient, et que le coke serait mieux cuit. On espérait cuire bien et promptement.

Dans les grands fours, au contraire, pour une

cuisson en quatre-vingt-seize heures les parois du four sont obscures, au lieu d'être d'un rouge vif lors du chargement. Quelquefois on laisse le four se refroidir une heure ou deux quand il est vide. La quantité considérable de houille qu'on y introduit le refroidit encore. C'est dans la voûte qu'est emmagasinée la chaleur : la sole n'est point chauffée par-dessous ; elle est devenue presque froide. Peu à peu la masse s'échauffe de haut en bas par le rayonnement de la voûte ; les gaz commencent à se dégager ; ce n'est qu'au bout d'une heure et demie environ qu'ils s'enflamment, tandis que dans les fours cylindriques une demi-heure suffit ; le dégagement des gaz a lieu lentement par couches horizontales en descendant de haut en bas ; quand il arrive aux couches inférieures les couches supérieures sont en partie déjà transformées en coke ; elles ont pris de la cohésion, et les fissures qu'elles présentent livrent passage aux gaz sans qu'ils causent de boursouflement ; au bout de quarante-huit à soixante heures, le dégagement a cessé, toutes les issues sont hermétiquement fermées ; la température qui vers le milieu de l'opération s'était élevée, grâce à une introduction d'air considérable, descend lentement ; le coke est presque noir lorsqu'on le retire.

Dans les fours cylindriques, le dégagement du gaz a lieu d'uue manière bien différente. Saisi subitement par la chaleur, le charbon se décompose bientôt, les gaz se dégagent rapidement, et comme la sole est chauffée, que la chaleur vient d'en haut et d'en bas à la fois, ils se forment sur tous les points de la masse, et la traversent en tout sens pour sortir de l'appareil. Il en résulte un boursou-

flement considérable, ainsi qu'une espèce d'ébullition à la surface; ce qui donne naissance à ces parties légères qu'on voit à la surface, en même temps qu'à ces parties dures qui forment *le pied.* Comme il faut laisser entrer dans l'appareil une masse d'air considérable, il n'y a point que les gaz qui brûlent; une partie du carbone fixe se convertit en acide carbonique; ce qui explique pourquoi le rendement n'est pas plus fort que dans les fours ordinaires, quoiqu'on utilise les gaz pour le chauffage du four (1).

Lorsque la cuisson a lieu en quarante-huit heures, le dégagement des gaz est moins rapide, l'introduction d'air moins considérable; les inconvénients que j'ai signalés se font moins sentir, le rendement augmente.

Un fait curieux, qui caractérise les fours cylindriques et tous les fours à sole chauffée, c'est la division de la masse en deux parties distinctes.

Dans les fours cylindriques, la surface, suivant laquelle elle s'opère, est elle-même cylindrique. Sa section présente comme un arc de cercle intérieur au demi-cercle que donne la section de la masse entière. Les morceaux de la partie inférieure sont moins longs que ceux de la partie supérieure; ils diminuent de grosseur en approchant de la surface.

Dans les fours plats à sole chauffée, la division

(1) Des houilles qui en vase clos rendent 78 à 80 p. 100 ne donnent en grand que 65 à 66 p. 100; la perte en coke est donc de 12 p. 100 du poids de la houille, et le rendement, par rapport au poids du coke obtenu actuellement, pourrait être augmenté d'un cinquième. Ce qui montre combien sont défectueux les appareils de fabrication.

s'effectue suivant un plan horizontal. Les morceaux de la partie inférieure sont plus petits.

Ce fait est très-facile à expliquer. Comme la chaleur vient à la fois de la voûte et de la sole, que la masse est à la fois chauffée par-dessus et par-dessous, il y a sur chaque ligne verticale qui la traverse un point qui reçoit moins de chaleur que ceux qui sont au-dessus ou au-dessous de lui. c'est là qu'existe la séparation. L'ensemble de tous ces points présente une surface cylindrique dans les fours cylindriques ; elle est plane quand la sole est plane.

Il y a donc deux *pieds* pour le coke dans les fours à sole chauffée ; il n'y en a qu'un seul dans les fours à sole non chauffée.

Dans ceux-ci, on arrive à durcir le coke et à rendre le pied très-faible par une cuisson lente et graduée. Le gaz se dégageant lentement, il n'y a point de boursouflement. C'est pour cela qu'il convient de ne laisser aux fours qu'une température peu élevée lors du chargement. Comme l'air s'introduit lentement, les gaz se consomment plus complétement. Plus l'opération est longue, moins le dégagement est rapide, moins il y a de carbone fixe brûlé. C'est pourquoi, dans les grands fours, la cuisson en quatre-vingt-seize heures donne un rendement plus considérable qu'en vingt-quatre heures. Un temps plus long ne donne point de résultats meilleurs, parce que le dégagement ne peut être obtenu plus lentement.

C'est à ce dégagement lent des gaz, à cette marche graduée de la cuisson de haut en bas, à l'étouffement du four pendant plusieurs heures, qu'il faut attribuer le dureissement du coke, le

peu d'épaisseur qu'a alors le pied, et le rendement plus considérable qu'on obtient.

Cela est tellement vrai, que pour avoir un coke léger, friable, avec les mêmes houilles et les mêmes fours qui donnent du coke très-dur, il suffit de cuire rapidement, en donnant beaucoup d'air et en élevant la température. Ainsi, à Boulogne-sur-Mer, les houilles et les fours qui servent à fabriquer le coke, très-dur et très-dense, qu'on brûle dans les foyers des locomotives, servent aussi bien pour fabriquer un coke léger qu'on emploie pour forger dans les ateliers des chemins de fer. Seulement, dans le premier cas, on cuit en quatre-vingt-seize heures; dans le second, en vingt-quatre heures ou même en douze heures.

Il y a encore une circonstance importante qui influe sur la dureté du coke : c'est le poids de la charge, c'est l'épaisseur de la couche de houille dans le four. Pour avoir un coke dur, il faut une forte charge et une cuisson lente. Si la charge était faible, c'est en vain qu'on ferait durer la cuisson; on n'aurait jamais la dureté qu'on peut obtenir avec de fortes charges.

C'est à cette dernière circonstance qu'il faut attribuer en partie l'amélioration sensible qu'on a obtenue dans les fours cylindriques. En portant à quarante-huit heures la durée de la cuisson, on a pu élever la charge de 24 hect. à 37 hect.; c'est moins à la prolongation de la durée de la cuisson qu'à l'augmentation de la charge que l'amélioration me paraît devoir être attribuée.

Un fait qui vient encore à l'appui de cette opinion, c'est que dans les fours plats à sole chauffée dont les dimensions sont à peu près celles que j'ai données pour les grands fours de l'Agrappe, on

obtient toujours du coke plus dur que dans les petits fours dont la sole est également chauffée. Il est très-difficile, dans ces derniers, de durcir convenablement le coke. Avec une grande masse de charbon, une charge épaisse, on évite en partie les inconvénients inhérents au système de chauffage de la sole.

Ce système, assez répandu en Belgique, donne de bons résultats quand les fours sont grands. Ils seraient meilleurs encore, je crois, si on prenait de grands fours à sole non chauffée, où l'on mît de fortes charges et où l'on poussât lentement la cuison.

Telles sont les règles qui me paraissent devoir être suivies pour donner au coke la dureté et la densité qu'exige le service des chemins de fer.

La fabrication anglaise repose sur ces principes.

On ne brûle sur les chemins de Paris à Rouen et au Havre, et d'Amiens à Boulogne, que des cokes fabriqués avec des houilles anglaises. J'ai fait l'essai de plusieurs échantillons de ces cokes, et l'incinération n'a jamais accusé que 4 à 5 p. 100 de cendres.

Ils remplissent donc à un haut degré la condition de propreté que j'ai posée en première ligne, comme un signe de la qualité du coke.

Nulle pierre, nulle matière schisteuse n'apparaît à l'œil; la pâte est homogène, le grain ferme et serré, sa densité est à très-peu de chose près celle de l'eau, le coke est très-dur et se casse difficilement en petits morceaux.

Les cokes belges et français n'ont point au même degré cette cassure compacte, ce son et cet aspect métallique qui caractérisent le coke anglais. Ils ne présentent pas ces gros morceaux

d'une homogénéité et d'une résistance au choc si grandes.

Je ne crois point que ces différences tiennent spécialement à la nature de la houille anglaise. Je l'attribue plutôt à la supériorité de la fabrication.

A Rouen, l'entrepreneur de la traction pour le chemin de fer fait venir des houilles d'Angleterre, et fabrique le coke dans des fours établis à Sotteville, siége des ateliers du chemin, et à Dieppe.

Ces fours ont les dimensions suivantes :

	mètres.
Diamètre.	3,50
Hauteur de la voûte au-dessus de la sole.	1,10

La charge est de 4,000 kil. à 4,500 kil.

L'épaisseur de la couche de charbon, $0^m,55$ à $0^m,60$.

La cuisson dure quatre-vingt-seize heures ; elle est très-lente, et l'on étouffe le four pendant trente-six heures au moins.

Le charbon coûte 22 francs la tonne rendu à Dieppe, plus $7^f,50$ pour celui qui est transporté en nature de Dieppe à Rouen. Il revient sur le carreau des fours à $29^f,50$.

	fr.
Prix du charbon à $15^k,50$.	44,90
Frais de fabrication.	2,60
Total.	47,50

C'est le prix auquel est compté le coke au chemin de fer de Rouen.

Le déchargement s'opère avec de grandes pelles en fer, que l'on passe sur la sole au-dessous du coke de manière à le soulever sans le briser. On le

dépose près des fours sans qu'il subisse aucun choc.

Quand on décharge le coke, il n'est point rouge comme dans les petits fours belges ou dans les fours à sole chauffée en dessous. Il s'en consomme très-peu pendant le déchargement; il faut peu d'eau pour l'éteindre.

L'emploi d'une petite quantité d'eau, joint aux précautions qu'on apporte pour enlever le coke du four rendent le déchet très-faible. La proportion de petit coke ne s'élève pas à 2 p. 100.

Lors du déchargement des petits fours belges au contraire, le coke est rouge; il s'en consume une quantité notable; on le tire avec des ringards; il se brise avec d'autant plus de facilité en tombant, qu'il est chaud. Il ne faut pas moins de 100 à 150 seaux d'eau pour l'éteindre, tandis que 20 ou 30 suffisent pour une quantité double dans la fabrication anglaise.

Un essai fait dans des conditions favorables a donné les résultats suivants :

4,000 kil. de houilles cuites en quatre-vingt-seize heures ont donné :

	kilog.
Coke.	2.516,00
Déchet, petit coke.	68 »
Total.	2.584,00
Rendement en gros coke. . . .	62,90
Déchet	1,70
Total.	64,60 p. 100

Sur 28 fours il y en a 24 continuellement en marche à Sotteville. Le personnel se compose de 12 hommes et d'un surveillant. On fabrique 400 tonnes par mois.

Au point de vue de la beauté des produits, la fabrication ne laisse rien à désirer. Elle serait parfaite si les fours ne coûtaient point si cher de construction et d'entretien. Ils ont besoin d'être soutenus par des armatures très-fortes, dont le prix de revient par four est en moyenne de 2,000 francs. La construction de 8 fours, non compris la cheminée et quelques accessoires, a coûté 33,000 francs. Le prix de revient d'un four est donc supérieur à 4,000 francs. Son entretien est dispendieux.

Les fours de Boulogne-sur-Mer, construits en vue du chemin de fer d'Amiens à Boulogne, ne sont pas à beaucoup près aussi chers que les précédents. Ils présentent un mode de déchargement beaucoup plus simple et plus rapide; et comme le coke obtenu n'est pas moins beau que celui de Rouen, ils me paraissent encore supérieurs à ceux-ci.

La sole est plate; sa longueur est de 12 pieds anglais.

	mètres.
Sa largeur, moyenne de.	2,120
A l'entrée, elle est de.	2,182
Et à l'extrémité, de.	2,058

Deux pieds-droits sont surmontés par une voûte en plein cintre.

Le chargement de la houille se fait à la pelle par une petite porte de derrière; le déchargement par une grande ouverture placée sur le devant, et qu'on bouche au moyen d'un petit mur en briques réfractaires liées par de l'argile; on le démolit au moment de décharger. Ce système de porte est très-simple et très-économique.

La construction de ces fours est remarquable.

Au-dessus des fondations s'élèvent deux voûtes en plein cintre sur lesquels repose la sole. Des conduits pratiqués dans l'épaisseur des pieds-droits établissent la communication entre l'air extérieur de ces voûtes et de petites cheminées qui surmontent chaque four. Celles-ci restent bouchées pendant toute la durée de la cuisson; mais on les ouvre à la fin, et il s'établit un courant d'air rapide qui enlève toutes les vapeurs qui se sont dégagées. Grâce à ces dispositions, le massif reste parfaitement sec, et, quoiqu'il n'y ait aucune armature, que tout soit en briques, ces fours n'ont encore eu besoin d'aucune réparation depuis deux ans qu'ils sont construits. Ils ne présentent aucune fissure, aucune marque de détérioration, soit à l'intérieur, soit à l'extérieur. Il est vrai que les matériaux employés sont excellents, que toutes les briques réfractaires ont été faites avec une terre anglaise de très-bonne qualité.

Les fours sont réunis par groupes de 12. Il y a une cheminée commune pour chaque groupe. Un conduit général amène les flammes et les gaz à la cheminée. Mais au moyen d'un registre, on peut intercepter en totalité ou en partie toute communication entre chaque four et le conduit général.

Le chargement opéré, on ferme la porte de derrière, déjà la porte de devant est relevée; mais on laisse une grande ouverture pour l'introduction de l'air; le carreau qui fermait l'issue par où s'échappent les gaz est retiré tout à fait. Le chargement, fait par deux hommes, dure une heure et demie, ce n'est qu'une heure ou deux après que les gaz commencent à s'allumer. Peu à peu on diminue la quantité d'air introduit en lutant succes-

sivement toutes les fentes; au bout de vingt-quatre heures elles sont presque entièrement bouchées; avant que quarante-huit heures se soient écoulées tout est soigneusement luté, et pendant les douze dernières heures, l'issue qui servait d'échappement au gaz est elle-même fermée, le four et le coke qu'il contient se sont refroidis, on défourne après soixante-douze heures.

Pour cela, on défait la partie supérieure de la porte de devant; on introduit par la porte de derrière un tuyau qui sert à verser une petite quantité d'eau sur les parties du saumon les plus chaudes. Alors la porte est défaite complétement, et, comme pour les fours cylindriques de l'Agrappe, à l'aide d'un treuil et d'une chaîne attachée à une barre de fer qui entraîne tout le saumon avec elle, on retire celui-ci d'une seule pièce en dehors des fours sur une plate-forme inclinée.

Au moment du chargement on place au fond du four une forte traverse en fer à laquelle s'attache par le milieu une barre en fer. Elles restent dans le four pendant la cuisson du coke; au moment du déchargement, on tire cette *ancre* à l'aide d'un cabestan, et elle entraîne avec elle le saumon de coke tout entier.

Ce mode de déchargement est usité aussi pour les fours cylindriques à l'Agrappe. Mais là, le coke est reçu dans des auges en briques, recouvert de cendres et étouffé pendant vingt-quatre heures, ce qui exige beaucoup de soins et augmente les frais de fabrication.

A Boulogne, le coke est défourné à une température beaucoup moins élevée; il suffit de quelques seaux d'eau pour l'empêcher de brûler à

l'air, et on peut défaire facilement le saumon et l'éteindre sans qu'il y ait rien de pénible pour l'ouvrier. Dans les fours plats ordinaires, le déchargement est très-pénible ; il faut des quantités d'eau considérables. Ici ces inconvénients sont évités. Le coke se détache en larges morceaux qui atteignent quelquefois 0^{m},90 de hauteur ; il est tout aussi brillant que le coke des fours cylindriques éteint sans eau, et présente un grain bien plus compacte et plus serré.

Enfin le déchet est plus faible encore que dans les fours de Rouen.

La charge est de 4,000 à 4,500 kilogrammes. La durée de la cuisson varie de soixante-douze à quatre-vingt-seize heures ; elle est le plus ordinairement de soixante-douze heures.

Le coke est livré au chemin de Boulogne au prix de 43 francs ; ce prix peut être établi ainsi qu'il suit :

	fr.
1.560 kil. de charbon à 25 fr.	38,40
Transport du chemin au four.	0,25
Main-d'œuvre.	2,40
Entretien des fours, du matériel, intérêt du capital, bénéfice sur la fabrication. .	1,35
Total.	43,00

Les fours sont disposés le long du chemin de fer ; la houille est amenée en wagons jusqu'aux fours ; les locomotives arrivent devant la plateforme où s'opère le déchargement, en sorte que le coke ne subit point de transbordement.

Au lieu de charger la houille par derrière, il serait peut-être plus économique de la charger par une ouverture ménagée à la voûte. Les fours seraient disposés comme les fours cylindriques de

l'Agrappe, de manière à ce que les chariots remplis de houille arrivassent sur les fours et vinssent s'y décharger. Il est clair aussi qu'au lieu d'un cabestan pour tirer le saumon, mieux vaudrait un treuil porté sur un chariot qu'on pût amener en face du four à décharger.

Sauf ces petits changements, les fours à coke de Boulogne me paraissent réunir toutes les conditions propres à assurer une fabrication aussi bonne qu'économique. Ils me semblent bien supérieurs aux fours plats et cylindriques construits en France et en Belgique. Je ne doute point qu'ils ne s'appliquent avec succès aux houilles belges et françaises. Peut-être y aurait-il de légères modifications à faire, suivant la nature des houilles. Les houilles anglaises employées à Boulogne et à Rouen en vase clos ne rendent que 72 p. 100. Elles se rapprochent plus par leur nature des houilles du baron de Mecklembourg et de l'Escouffiaux que des fines forges de l'Agrappe. Aussi je pense que ces fours réussiraient très-bien avec la houille de l'Escouffiaux, et qu'ils donneraient au coke la dureté et la densité qui lui manquent.

S'il y avait lieu de modifier les fours de Boulogne, ce serait dans le but d'augmenter la charge et son épaisseur. C'est dans ce sens que doivent être faites les modifications, quelle que soit la nature de la houille.

Cette opinion est confirmée par l'exemple de ce qui se passe en Angleterre. D'après les notes qu'ont bien voulu me communiquer à la suite d'un voyage dans ce pays M. Clapeyron, ingénieur en chef des mines, et M. Martial Chevalier, ingénieur au chemin du Nord, on tend tous les jours à augmenter les dimensions des fours et le poids du

chargement. Dans les fours dont je donne le dessin, *Pl. III*, la surface de la sole est de $8^{m.q.}$,80, la charge de 8 tonnes, soit dit de 10 mètres cubes de charbon; la hauteur du chargement est de 1^{m},24, et la carbonisation se fait en quatre-vingt-seize heures.

Une cuisson lente, jointe à une charge très-forte, tel est en résumé le moyen d'obtenir du coke très-dur et très-dense, quelle que soit la nature de la houille.

Il y a différentes natures de houille; les unes, comme celles du Flénu, se décomposent rapidement, et se collent en se boursouflant beaucoup; le coke est léger et friable, malgré tous les soins qu'on apporte à la fabrication; d'autres, au contraire, comme celles de l'Agrappe, laissent dégager le gaz plus lentement, se collent bien, et donnent un coke dur et dense.

En employant des appareils où la hauteur de la charge s'élèverait à 1^{m},24, comme dans les fours cités plus haut, je crois que le coke de l'Escouffiaux atteindrait la densité et la dureté désirables, et que celui de l'Agrappe gagnerait aussi sous ce rapport. Peut-être une hauteur de charge plus grande, dans des appareils convenablement disposés, donnerait-elle des résultats meilleurs encore.

Si l'on se reporte au tableau des essais de houille que j'ai donnés précédemment, et qu'on examine les rendements en vase clos, qui représentent le rendement maximum du charbon en coke, on remarquera :

1° Que les charbons de l'Agrappe, Jolimet et Boinge, qui sont les charbons les plus estimés du bassin de Mons pour la forge, rendent de 77 à

80 p. 100; que le rendement des houilles de Sars-Longchamp, très-estimées aussi pour la forge, est de 80 p. 100. Les charbons de Longterne, de Bellevue et du baron de Mecklembourg servent aussi à forger, mais ils sont moins recherchés que les précédents, leur rendement est moindre. Les houilles anglaises employées à Boulogne ne rendent que 72 p. 100, et ne sont point bonnes pour la forge, quoique excellentes pour le coke. Enfin celles de l'Escouffiaux sont impropres au premier de ces usages, et donnent un coke qui passe vite au feu; leur rendement est de 68 à 70 p. 100; ces houilles sont très-propres à la fabrication du gaz, ainsi que celles d'un charbonnage voisin, le Buisson, où les mêmes veines sont exploitées, et dont le rendement en petit est moindre encore. Les charbons d'Hornu donnent 65 p. 100 environ, et quand on arrive au Flénu proprement dit, on trouve des rendements encore plus faibles.

Tous les charbons de Mons, à quelques exceptions près, se collent par la calcination en vase clos. Par la cuisson en grand, ils donnent un coke plus ou moins boursouflé. Ce sont tous, à proprement parler, des charbons gras. Il s'en faut cependant qu'ils reçoivent tous cette désignation dans l'industrie; on l'applique spécialement aux meilleurs charbons de forges, tels que ceux de l'Agrappe et Griseuil. Les charbons de l'Escouffiaux, qui peuvent encore servir à fabriquer du coke, mais qui sont impropres à la forge, sont regardés comme des demi-gras. Enfin ceux de Buisson et du Flénu portent le nom de charbons flambants, charbons pour la grille.

Si l'on dressait une échelle où seraient rangés les charbons d'après la quantité de carbone fixe

qu'ils renferment, cette échelle, on le voit, concorderait avec celle que l'expérience a fait adopter jusqu'à ce jour. En tête seraient placées les houilles de l'Agrappe et de Jolimet et Boinge; au milieu celles de l'Escoufflaux, et à la fin les charbons Flénu; entre les charbons de l'Agrappe et de l'Escoufflaux, la gradation est établie par ceux de Bellevue, Longterne, etc.; entre l'Escoufflaux et le Flénu, par le Buisson, Hornu, etc.

Il ne faudrait point conclure de ce que je viens de dire, qu'en général les charbons sont d'autant meilleurs pour la forge et pour la fabrication du coke que la quantité de carbone fixe qu'ils contiennent est plus grande. Si cela a lieu lorsqu'on descend des charbons gras aux charbons Flénu, il pourrait en être tout différemment dans un autre bassin, tel que celui de Charleroy, en passant des charbons gras aux charbons maigres; le rendement des charbons demi-gras pourrait être plus grand que celui des charbons à forger, et moindre que celui des charbons maigres.

Il n'entre point dans mon sujet d'examiner ce dernier fait; je me contente d'établir que les houilles du bassin de Mons sont si complétement caractérisées par la quantité de carbone fixe qu'elles contiennent, que la détermination de leur rendement par la calcination indique de suite l'usage auquel elles sont propres.

Les résultats qu'a donnés l'essai des houilles anglaises et de Sars-Longchamps confirment encore cette règle.

Elle permet d'expliquer plusieurs observations auxquelles donne lieu l'emploi des cokes dans les machines.

On a toujours remarqué, sur le chemin du Nord,

que le coke de l'Agrappe était plus difficile à allumer que les cokes de Longterne et de Bellevue, qu'il brûlait avec moins de rapidité, et, dans les divers transbordements, donnait moins de déchet. Dans les foyers des machines, il se conserve plus longtemps; les charges n'ont pas besoin d'être aussi fréquentes, et on peut laisser sur la grille une épaisseur moindre de combustible. A quoi attribuer cette différence dans la manière de brûler, lorsque la fabrication est la même, que le coke est également propre de part et d'autre, que la composition chimique du combustible, aux cendres près, est la même, si ce n'est à la nature de celles-ci, et à la manière dont les parties volatiles se sont dégagées par la calcination, et dont se sont agglomérées les parties de carbone fixe?

C'est encore à la nature de la houille que me paraît devoir être attribuée la différence qu'on remarque entre le coke de l'Agrappe et le coke anglais. Celui-ci s'allume très-rapidement, sa puissance de variation est plus grande, et, une fois allumé, il continue à brûler avec énergie, même sans tirage, quand la machine est arrêtée. Le coke de l'Agrappe, au contraire, est long à s'allumer; il donne beaucoup de vapeur en marche quand il y a du tirage (1); mais, pendant les stationnements, sa combustion n'est pas, à beaucoup près, aussi active que celle du coke anglais. Il en résulte une consommation moindre pendant les stationnements, et, sur un chemin de fer d'un petit parcours, comme celui de Saint-Germain, où ils sont

(1) La comparaison a été faite au chemin de Saint-Germain, avec du coke de l'Agrappe contenant 5 à 5,50 p. 100 de cendres.

nombreux et fréquents, il est d'un emploi plus économique.

Le fait d'une combustion plus facile et plus rapide me paraît lié avec la proportion des matières volatiles contenues dans les houilles et avec la nature des cendres. Plus il y a de matières volatiles, plus le coke est combustible. Par une cuisson lente, on peut rendre le coke très-dur, diminuer la rapidité de la combustion ; mais on ne lui enlève point entièrement cette propriété.

L'influence des cendres est toujours nuisible; car elles absorbent inutilement une certaine quantité de la chaleur développée. La quantité de chaleur qu'elles absorbent est évidemment proportionnelle à leur poids. Si cet inconvénient était le seul inhérent aux cendres, il pourrait y avoir économie à brûler des cokes sales, d'un prix inférieur, quoiqu'on en consommât davantage. Mais il n'en est pas ainsi. La cendre, quand elle est en grande quantitéet peu fusible, obstrue la grille et les tubes, et nuit au tirage. En même temps, elle couvre la surface du coke d'une couche blanche qui nuit au rayonnement de la chaleur et à la combustion. Son influence n'est point toujours aussi pernicieuse. Il arrive quelquefois que la cendre est légère, et qu'elle donne des mâchefers très-fusibles. La grille reste alors constamment dégagée et la combustion se fait bien. Ainsi, on a brûlé pendant deux ou trois mois, au chemin du Nord, des cokes de Longterne, qui renfermaient en moyenne 10 p. 100 à 12 p. 10 de cendres, et qui cependant faisaient un bon service; tandis que des cokes de l'Agrappe, renfermant 9 à 10 p. 100, donnaient lieu à de vives réclamations. Cela tient à ce que les cendres des cokes de l'Agrappe sont infusibles, et qu'elles

produisent tous les effets dont j'ai parlé plus haut. Le coke est excellent quand il ne contient que 5 à 6 p. 100 de cendres. Il est bon encore quand la proportion atteint 8 p. 100. Au delà, à 9 et 10 p. 100, il devient d'un usage beaucoup moins avantageux, parce que l'obstruction de la grille et l'engorgement des tubes commencent.

En résumé, les cendres sont toujours nuisibles. Leur influence est très-sensible lorsqu'elles sont infusibles; elle l'est beaucoup moins quand elles donnent un mâchefer qui coule facilement; mais les barreaux de la grille sont alors corrodés rapidement.

C'est par les cendres qu'elle laisse dans le coke, par les principes volatils qu'elle dégage lors de la calcination, que la houille fait sentir l'influence de sa nature sur la qualité du coke. Cette influence est réelle et ne doit pas être méconnue; mais il ne faut pas l'exagérer non plus, et c'est l'excès dans lequel il me semble qu'on est tombé jusqu'ici. On a attribué à la nature de la houille des différences qui provenaient de la propreté; celle-ci joue un rôle très-important qu'on n'avait peut-être pas apprécié à sa juste valeur.

Des expériences que j'ai rapportées, ressortent clairement les faits suivants :

1° Que plusieurs mines du bassin de Mons, notamment celle de l'Agrappe, fournissent des charbons d'une nature très-convenable pour la fabrication du coke;

2° Que la qualité de celui-ci croît avec la

propreté. Elle est excellente pour les cokes de l'Agrappe, lorsque la proportion de cendres est de 5 à 6 p. 100; satisfaisante lorsqu'elle ne dépasse pas 8 à 9 p. 100;

3° Que la houille étant propre, il est avantageux d'avoir du coke dur et dense, ce qui nécessite une cuisson d'au moins quarante-huit heures.

C'est d'après ces faits que l'administration du chemin de fer du Nord a réglé tous les marchés qu'elle a passés depuis.

Ces marchés fixent la mine d'où proviendra le charbon employé à la fabrication du coke, la durée de la cuisson et le maximum de cendres que doit contenir le coke. En désignant les mines où sera pris le charbon, on sait quelle sera la nature du charbon; il n'y a point à craindre qu'on emploie des houilles d'une mauvaise nature.

La durée de la cuisson est fixée à quarante-huit heures. Le chemin de fer de Saint-Germain exige soixante-douze heures de cuisson.

Quant au maximum de cendres, il varie suivant les fournisseurs. Quelques-uns doivent fournir du coke à 7 p. 100, d'autres à 6 p. 100, d'autres à 5 p. 100.

Voici comment se constate aux chemins du Nord et de Saint-Germain la proportion de cendres des livraisons.

Le coke est livré au chemin du Nord chargé en wagons.

Sur chaque wagon on prend au hasard quelques morceaux de coke, soit 10 ou 12 kilog., ce qui fait pour 5 wagons un panier de 50 à 60 kilog. Ce panier représente la moyenne de 5 wagons, autrement dits de 30,000 kilog. Sa teneur en

cendres est censée la même que celle de ces 30,000 kilog.

Au lieu de brûler complétement le panier de coke, ce qui serait très-long et très-difficile, on le casse en petits morceaux qu'on mélange bien, et dont on prend 8 ou 10 kilog. environ, qu'on pulvérise complétement. C'est sur cette poussière convenablement mêlée que se prend l'échantillon définitif, du poids d'un kilog. environ. Il est réduit en poudre très-fine, après quoi on incinère 10 grammes dans un fourneau à moufle. En desséchant bien le coke dans une étuve à 100°, et en faisant les pesées avec une balance pesant à un millimètre, on obtient des nombres toujours concordants.

L'échantillon se forme encore autrement. Quelquefois on prend par wagon un ou deux gros morceaux seulement. Pour 5 wagons, on n'a plus que 10 à 12 kilog., qui sont pulvérisés complétement.

Le choix de l'échantillon se fait ordinairement en présence des agents des deux parties intéressées.

Le double de l'échantillon est remis au fournisseur, afin qu'il contrôle l'essai du chemin de fer s'il le juge à propos. Il y a encore un troisième échantillon cacheté, qui reste en dépôt, et auquel on se reporte en cas de contestation.

On voit que, par ce procédé, il n'y a pas une seule livraison qui échappe à l'essai; la moyenne de chaque jour est déterminée, et à la fin du mois on dresse la moyenne générale.

Pour chaque centième en sus du maximum, il est fait une retenue d'un franc par tonne; pour

chaque centième en dessous, il est fait une gratification de 50 cent. ou un franc.

Quelquefois la pénalité s'établit de demi-centième en demi-centième. Tout cela dépend des conventions.

Si le procédé de détermination des cendres n'a pas le mérite d'une exactitude parfaite, il a du moins celui d'une grande impartialité. S'il y a des chances d'erreur, elles ne sont pas plus à l'avantage du fournisseur, qu'à celui du consommateur. Le grand nombre des essais empêche qu'on arrive à un résultat anormal ; en réunissant tous ceux qu'on a faits pendant un mois, on peut admettre que les erreurs se compensent.

Depuis six mois, ces essais ont été faits au chemin du Nord avec la régularité la plus grande, et jamais il n'est arrivé que le coke fût d'un mauvais usage dans les machines, sans que l'analyse n'accusât des proportions de cendres notables.

Il n'y a guère de variations importantes dans les chiffres obtenus, que quand le coke est très-sale ; la composition des morceaux de coke varie beaucoup alors. Mais quand le coke est très-propre, on prendrait un seul morceau au hasard, qu'il accuserait à peu près la teneur de la livraison tout entière.

Peut-être la gradation de demi-centième en demi-centième est-elle trop restreinte. Mais en général on peut admettre qu'à 1 p. 100 près, la moyenne mensuelle accuse la teneur exacte des livraisons opérées dans le cours du mois.

L'application des mesures qu'a prises le chemin du Nord, a eu pour effet d'assurer la propreté des cokes qui lui ont été livrés. Tous les fournis-

seurs se sont tenus dans les limites de leurs marchés, ou ne s'en sont point sensiblement écartés.

Quand cela a eu lieu l'amende leur a été appliquée. Le chemin de fer s'était même réservé le droit de refuser les fournitures, quand la proportion de cendres dépasserait 10 p. 100.

L'application juste et modérée des amendes est ce qui a produit les meilleurs résultats. Les fournisseurs, voyant qu'ils ne pouvaient régulièrement atteindre leur *minimum* sans laver, et que les retenues qu'ils subissaient dépassaient les frais de lavage, se sont mis tous à laver.

Aujourd'hui je ne connais plus dans le bassin de Mons qu'un seul fabricant de coke qui n'emploie pas de charbons lavés. Il est vrai qu'il ne fournit point au chemin du Nord. C'est au système d'amendes que sera due spécialement l'introduction rapide du lavage dans le bassin de Mons.

Les efforts du chemin du Nord n'ont pas été infructueux; les dépenses qu'il a faites n'ont pas été inutiles.

L'amélioration de la qualité du coke date du mois de décembre 1848. Dans le cours de 1849, toutes les livraisons n'ont pas eu la propreté désirable; quelques-unes ont excité des plaintes vives; ce n'est que dans les derniers mois de l'année, depuis que les essais se sont faits d'une manière suivie, que la proportion de cendres est descendue en moyenne au-dessous de 8 p. 100.

Les résultats obtenus sont bien saillants et bien remarquables.

Le premier et le plus important, celui qu'on voulait obtenir avant tout, c'est la régularité des trains et la sécurité du service. Les transports de

voyageurs et de marchandises ont été beaucoup plus considérables en 1849 qu'en 1848; la longueur exploitée s'est accrue, et cependant les retards ont été beaucoup moins fréquents, il y a eu beaucoup plus de précision dans le service. C'est surtout à la fin de décembre, et dans le courant de janvier, que cela a été frappant. Malgré l'abondance des neiges, il y a eu très-peu de retards.

Cette amélioration tient aussi à d'autres causes, telles qu'une meilleure organisation dans le service, un personnel plus exercé, etc.; mais la principale est sans contredit la qualité du coke.

Quand une rampe assez forte et assez longue se présente, que le temps est mauvais, les rails glissants, que le train est lourd, et que le vent le jette de côté, la vitesse se ralentit, le tirage diminue; il faut serrer l'échappement pour l'augmenter, ce qui crée une contre-pression considérable, et réduit la puissance de la machine. C'est alors qu'on apprécie bien la qualité du coke et son importance. S'il ne brûle pas facilement, s'il ne jouit pas de la propriété de produire beaucoup de vapeur, peu à peu la vitesse diminue, la combustion se ralentit, et ce n'est qu'avec peine que l'obstacle est surmonté. Il en résulte toujours des retards, qui sont la principale source des accidents.

Ces seules raisons suffiraient pour faire employer de préférence des cokes propres, quand même la propreté devrait être achetée au prix de grands sacrifices.

Le chemin du Nord l'a si bien compris qu'il a accordé des prix plus élevés pour avoir la garantie d'un maximum de cendres. Le prix moyen du coke qui lui a été fourni en 1849 a dépassé de

2 fr. environ celui de 1848. C'eût été une augmentation de dépense d'à peu près 80.000 à 100.000 fr. si la consommation fût restée dans les mêmes proportions.

Mais il s'en faut qu'il en ait été ainsi. Quoique de nouveaux embranchements aient été mis en exploitation, que les trains de voyageurs et de marchandises aient été plus nombreux et plus chargés, la consommation totale a été moindre que celle de l'année précédente, et la dépense est restée la même.

Le parcours kilométrique des machines à voyageurs et à marchandises a dépassé en 1847 de 217.414 kil. le parcours effectué en 1848, et la consommation en coke a diminué de 2.419.985 kil., soit par kil. de $1^{k},70$ pour les trains de voyageurs, et de $0^{k},70$ pour les trains de marchandises.

Le chemin du Nord a donc économisé la valeur de la quantité de coke qu'il aurait employée en 1848 pour le parcours de 217.414 kil., même avec les prix inférieurs d'alors : c'est une économie de 60.000 à 80.000 fr.

Ce résultat dépend de plusieurs circonstances, qu'il importe de signaler :

1° L'emploi du télégraphe électrique, qui dispense de faire un usage aussi fréquent des machines de secours ;

2° Les améliorations dans l'organisation générale du service ; le personnel est plus exercé ;

3° Les contre-poids mis aux machines (A).

Cette dernière cause a une influence marquée ; mais toutes ces causes réunies, et d'autres encore (B), n'ont certainement point une part d'influence égale à celle de la propreté du coke. C'est à l'améliora-

tion de sa qualité qu'est due l'économie considérable qu'a réalisée le chemin du Nord, et si les prix ne s'élèvent point, ce qui est probable, il n'est pas douteux qu'il en obtienne une plus grande encore dans le cours de l'année 1850.

Ce n'est pas tout. Les boîtes à feu des machines se corrodent moins; les tubes ne s'usent pas aussi vite; l'entretien des locomotives est moins dispendieux.

Il est difficile d'apprécier l'économie obtenue sous ce rapport, car elle se complique d'autres causes. Il n'en est pas moins certain qu'il y a eu là une diminution notable dans la dépense.

La sécurité, la régularité du service, une économie très-grande dans la consommation du combustible, une diminution dans les dépenses d'entretien des machines, tels sont les avantages que présente la propreté du coke, unie à la dureté et à la densité. Ils sont trop importants pour que tous les chemins de fer n'entrent point dans la voie qu'a tracée celui du Nord. Déjà le chemin de l'État belge a adopté les mêmes principes, et fait essayer tous les cokes qu'il reçoit. D'autres chemins, s'ils ne font pas d'essais suivis, ont stipulé du moins la proportion de cendres, qui ne doit pas être dépassée. C'est quelque chose, mais cela ne suffit point; car les fournisseurs peuvent facilement s'écarter du chiffre fixe de 1 et 2 p. 100. Quoiqu'on ne s'en aperçoive pas dans l'emploi sur les machines, il doit y avoir toujours en somme une consommation plus grande; car ce qui a de la valeur dans le coke, c'est le carbone fixe; c'est lui seul qui produit la vapeur, et c'est lui seul qu'on doit payer. Il est donc juste que le fournisseur subisse une retenue, quand la proportion de cen-

dres stipulée est dépassée, et qu'il reçoive au contraire une prime quand il reste au-dessous. Ce devrait être la base de tous les marchés passés pour le coke. En un mot, il est juste de régler les prix d'après la quantité de carbone qu'il contient. Pour cela, il ne suffit point que la proportion de cendres soit déterminée; le coke renferme, au moment de la livraison, une certaine quantité d'eau, dont la proportion très-variable s'élève quelquefois à 10 ou 12 p. 100 du poids total. Il serait important que cette proportion fût déterminée pour toutes les livraisons, comme l'est celle des cendres. Toute incertitude disparaîtrait alors dans les transactions passées entre les fournisseurs et les chemins de fer. On ne pourrait plus donner à ces derniers ni de l'eau ni des pierres pour du coke, ainsi que cela a eu lieu longtemps. Il est vrai que les fournisseurs donnent un poids plus fort quand le coke est mouillé; mais il est difficile d'apprécier la quantité d'eau qu'il contient, et il y a là une incertitude qu'il est important de faire disparaître pour rendre l'exécution des marchés plus facile.

La fabrication du coke a réalisé de grands progrès depuis un an. Il lui en reste de grands à faire encore au point de vue de l'économie de la fabrication et de la qualité des produits. La voie dans laquelle elle est entrée, sous l'impulsion de nos ingénieurs des chemins de fer les plus distingués, me fait croire qu'elle ne tardera point à les réaliser.

NOTES.

NOTE (A).

L'application des contre-poids n'est pas nouvelle : elle date presque de l'origine des locomotives, mais son unique objet était d'abord de détruire la composante verticale des forces centrifuges et de faire disparaître ainsi les variations de pression des roues motrices sur les rails.

Les contre-poids rendaient déjà sous cette forme un autre service, longtemps méconnu. Les mouvements relatifs des pièces du mécanisme, dus à des *actions intérieures*, entraînent des petits déplacements en masse, assujettis à la condition d'invariabilité du centre de gravité de tout le système de la machine. Telle est l'origine commune des deux petits mouvements horizontaux : l'un rectiligne alternatif, l'autre oscillatoire, qui se superposent au mouvement général de translation dû au défaut de liberté du système, à l'action tangentielle des rails sur les roues motrices.

L'influence d'une pièce animée d'un mouvement relatif, soit de va-et-vient, soit de rotation, sur les petits déplacements de la chaudière, dépend de trois éléments : le rapport des masses de la machine entière et de cette pièce, l'amplitude de son excursion horizontale, sa distance au plan vertical passant par l'axe longitudinal de la machine; pour les pièces qui tournent, la composante horizontale de la force centrifuge tend de plus à accroître l'amplitude des mouvements parasites, mais cette cause n'est réellement aggravante qu'à de grandes vitesses.

Les contre-poids, placés seulement en vue de l'uniformité de pression sur les rails, annulaient cette double influence des mouvements relatifs *de rotation* : ils laissaient subsister celle des mouvements *rectilignes*; que fallait-t-il pour l'annuler aussi? Simplement équilibrer le tout; ne pas s'arrêter à moitié chemin; déterminer en un mot les contre-poids par la condition de rendre invariable, pour chacun des côtés de la machine, la position du centre de gravité du système de toutes les pièces animées de mouvements relatifs, *mécanisme et contre-poids*.

Il n'y a guère plus de deux ans que cette conséquence immédiate du principe de la *conservation du mouvement du centre de gravité* s'est offerte sous des formes diverses, et d'une manière plus ou moins nette, à l'esprit des ingénieurs, en Allemagne, en Angleterre et en France. (Voir les *Études sur la stabilité des locomotives* par M. Lechatelier, et le Rapport de M. Combes à l'Académie des sciences, *Comptes-rendus*, t. XXVIII, p. 466.) C.

—

NOTE (B).

Parmi ces causes, il convient de mentionner la répartition méthodique du poids suspendu sur les essieux; ce point, qui intéresse si gravement la sécurité, avait été livré pendant longtemps à l'appréciation assez arbitraire des chefs de dépôt et des mécaniciens : il a été, depuis quelques années, l'objet d'un examen très-attentif de la part de l'ingénieur des ateliers du chemin du Nord, M. Nozo, et une bascule sextuple est regardée aujourd'hui comme une des annexes les plus importantes des ateliers de réparation. — L'insuffisance de l'adhérence, et le mouvement de *galop*, tels sont les écueils à éviter. On conçoit facilement que le galop réagit, quoiqu'à un degré moindre que les mouvements horizontaux, sur la consommation du coke. En général, la suppression des mouvements parasites, horizontaux et vertical, est un progrès réel sous le triple rapport de la sécurité, de la conservation du matériel, et de l'économie de combustible.

C.

RECHERCHES

Sur l'association de l'argent aux minéraux métalliques et sur les procédés à suivre pour son extraction.

Par MM. MALAGUTI et J. DUROCHER.

DEUXIÈME PARTIE.

Études relatives à la forme sous laquelle l'argent est associé aux minéraux métalliques contenant du soufre, de l'arsenic ou de l'antimoine.

Dans la première partie de ce mémoire nous avons constaté qu'il existe de petites quantités d'argent dans la plupart des minéraux métalliques, quelque soit leur gisement : nous avons maintenant à examiner sous quelle forme l'argent est associé à ces minéraux, principalement aux sulfures, sulfarséniures et sulfantimoniures.

État d'association de l'argent aux oxydes et composés salins.

Nous n'avons pas fait d'expériences spéciales sur les minéraux oxydés et salins, qui contiennent généralement des proportions d'argent excessivement minimes, beaucoup plus faibles encore que les sulfures. Dans les matières ocreuses que l'on trouve à la partie supérieure des gîtes argentifères, le métal précieux est ordinairement à l'état natif, ou à l'état de chlorure ou de bromure. Mais dans les carbonates, sulfates et phosphates métalliques, il est probablement dans le même état de combinaison que le métal qui forme la masse principale; on comprend cependant qu'il peut quelquefois se trouver dans ces composés salins à l'état de

chlorure. Mais si on excepte le plomb carbonaté noir, il ne peut y être à l'état de sulfure ou à l'état métallique, car alors il aurait détruit la translucidité ou changé la couleur du minéral.

Marche suivie dans les recherches relatives aux sulfures, sulfarséniures et sulfantimoniures.

Passons immédiatement aux sulfures, sulfarséniures et sulfantimoniures qui ont fait l'objet principal de nos recherches. Les difficultés que nous avons eu à vaincre sont évidentes, vu la minime proportion de l'argent; les moyens analytiques et la plupart des réactions qui servent à apprécier l'état de combinaison des corps ne peuvent être employés dans ce cas-ci. Nous nous sommes demandé quelles sont les formes diverses sous lesquelles l'argent peut être associé aux substances minérales, et en discutant, à l'aide d'expériences que nous allons décrire, chacune des suppositions possibles, nous sommes parvenus par voie d'élimination à restreindre le champ des hypothèses, et à résoudre d'une manière extrêmement probable, sinon avec une certitude complète, la question que nous nous étions proposée.

Les minéraux d'argent définis nous présentent ce métal sous des formes très-diverses: à l'état natif allié au cuivre, au mercure et à l'or, ou bien au soufre, sélénium, au tellure, à l'antimoine et à l'arsenic, de manière à former tantôt des composés simples, tantôt des composés multiples, dans lesquels se trouvent engagés quelquefois d'autres métaux, tels que le cuivre, le plomb et le bismuth : il se trouve souvent aussi combiné avec le chlore, le brome et l'iode, et il se rencontre quelquefois, mais très-rarement, à l'état de carbonate.

Formes sous lesquelles l'argent peut être associé aux sulfures métalliques.

Dans les sulfures contenant seulement des dix-millièmes d'argent, composés que nous avons étudiés d'une manière spéciale, il est évident que le

métal précieux ne peut s'y trouver contenu que sous une des quatre formes suivantes : à l'état natif, à l'état de sulfure simple, mélangé mécaniquement, à l'état de sulfure combiné, ou enfin à l'état de chlorure, bromure ou iodure; excluons pour le moment cette dernière supposition, nous aurons alors à examiner si l'argent se trouve soit à l'état natif, soit sous forme de sulfure simple ou combiné.

D'abord nous avons cherché s'il existe un réactif susceptible d'attaquer l'argent lorsqu'il se trouve à l'état métallique, et non quand il est combiné avec du soufre seul ou avec du soufre et des sulfures métalliques : nous avons essayé successivement le chlore en dissolution dans l'eau, le bichlorure de cuivre, le persulfate de fer et le mercure.

Essais relatifs au chlore liquide.

Voyons d'abord quelle action exerce le chlore liquide mis en contact avec l'argent métallique : il ne tarde pas à se combiner avec lui ; le métal devient noir, et en le lavant avec de l'ammoniaque, on en sépare du chlorure d'argent. Si l'on fait une expérience analogue avec du sulfure d'argent dans un flacon placé à l'abri de la lumière, on reconnaît qu'il se forme du chlorure d'argent et que le soufre se change en acide sulfurique.

Action du chlore liquide sur l'argent métallique, sulfuré et sulfantimonié.

Le sulfure d'argent combiné avec du sulfure d'antimoine se comporte d'une manière analogue. Le chlore dissous dans l'eau ne peut donc pas être employé comme moyen de reconnaître si l'argent est natif ou sulfuré.

Essais relatifs au bichlorure de cuivre.

Action du bichlorure de cuivre sur l'argent métallique.

Voici l'action qu'exerce le bichlorure de cuivre : si on le met en contact avec de l'argent en limaille dans un flacon privé d'air par exposition dans le vide, il ne se produit pas de changement très-apparent, néanmoins la limaille devient terne, en se mélangeant de chlorure d'argent; elle reprend son éclat quand on la lave avec de l'ammoniaque; en outre, si on abandonne à l'air le bichlorure de cuivre, comme il contient en dissolution du protochlorure formé par réduction, celui-ci absorbe peu à peu de l'oxygène et se précipite à l'état d'oxychlorure.

Les mêmes effets se produisent quand on met en présence du bichlorure de cuivre et de l'argent métallique au contact de l'air; mais alors à mesure que l'argent est attaqué, le protochlorure de cuivre se change immédiatement en oxychlorure et se précipite sous forme de poudre blanchâtre.

Action du bichlorure de cuivre sur le sulfure d'argent.

Si au même réactif et à l'abri de l'air on soumet du sulfure d'argent, il est décomposé avec formation de chlorure d'argent et dépôt de soufre qui se mélange, et entre peut-être en combinaison avec le protochlorure de cuivre. Dans le précipité qui se produit, on peut constater la présence du soufre en le traitant par une dissolution de potasse; celle-ci se colore en jaune, et si l'on y fait passer un courant de chlore il se forme du sulfate de potasse. Ce mode d'action du bichlorure de cuivre a déjà été observé par M. Boussingault, mais en présence du sel marin.

Le sulfure d'argent mis en contact avec du bichlorure de cuivre sous l'influence de l'air est aussi

décomposé, et il se change en chlorure, mais alors le soufre passe à l'état d'acide sulfurique et il y a dépôt d'oxychlorure de cuivre qui se mélange avec le chlorure d'argent. Dans les traités de chimie et de métallurgie on considère le sulfure d'argent comme décomposable par le bichlorure de cuivre en présence du sel marin, mais on voit que le concours des chlorures alcalins n'est pas nécessaire.

Le sulfantimoniure d'argent (argent rouge) soumis à l'influence du bichlorure de cuivre offre des phénomènes analogues à ceux que nous venons d'exposer; en effet, s'il y a contact de l'air, il se forme de l'acide sulfurique et un dépôt mixte de chlorure d'argent et d'oxychlorure de cuivre : quant à l'antimoine, il entre en dissolution dans la liqueur, et on reconnaît sa présence en le précipitant avec le cuivre par une lame de zinc : si on reprend le dépôt par de l'acide nitrique, il reste de l'acide antimonique.

Action du bichlorure de cuivre sur l'argent rouge. Sulfantimoniure d'argent.

Voyons maintenant comment le bichlorure de cuivre agit sur les sulfures métalliques argentifères.

Nous avons soumis à l'action du bichlorure de cuivre et en présence de l'air une galène de Freyberg contenant 3,11 p. 100 d'argent, pendant un laps de temps qui a duré quatre mois : à trois reprises différentes nous avons examiné la marche de l'opération, et nous avons reconnu que les choses se passent ainsi qu'il suit : il se forme de l'oxychlorure de cuivre, du chlorure de plomb et du sulfate de cuivre. Le chlorure de plomb se dissout lentement dans la liqueur; il se forme alors du sulfate de plomb, et le bichlorure de cuivre se reproduit. Chaque fois que nous avons examiné

Action du bichlorure de cuivre sur la galène argentifère.

la matière, nous avons fait digérer le résidu avec l'ammoniaque qui a enlevé l'oxychlorure de cuivre; puis nous avons débarrassé la galène non encore attaquée du sulfate de plomb qui s'était formé, en la faisant bouillir avec une dissolution de sulfate et d'acétate d'ammoniaque. Trois mois après que nous avions mis la galène en expérience, il ne s'était pas encore formé de chlorure d'argent, quoique la plus grande portion de la matière fût décomposée; c'est seulement après trois mois et demi qu'en traitant le résidu par l'ammoniaque on a pu en séparer du chlorure d'argent.

La chloruration de l'argent associé au sulfure de plomb est tout à fait tardive.

Ainsi il paraît que l'action chlorurante du sel cuivrique se porte d'abord sur le sulfure de plomb et qu'elle ne s'exerce sur le composé argentifère que quand la plus grande partie de la galène a été décomposée. Du reste, nous avons fait des expériences directes qui confirment ce résultat, et dans lesquelles nous avons mis à profit la propriété que possèdent presque tous les sulfures métalliques de décomposer, comme nous le verrons plus loin, des quantités plus ou moins considérables de chlorure d'argent. Nous avons pris de la galène d'Huelgoat très-pauvre qui peut décomposer 5 p. 100 de chlorure d'argent, et présenter alors une richesse analogue à celle de la galène de Freyberg citée plus haut : nous l'avons traitée comme celle-ci, et c'est seulement après quatre mois de contact avec le bichlorure de cuivre et alors qu'elle était déjà en grande partie décomposée, qu'elle a cédé du chlorure d'argent à l'ammoniaque.

Action du bichlorure de cuivre sur la blende argentifère.

Voyons maintenant les phénomènes que présente l'action du bichlorure de cuivre sur la blende. Nous avons expérimenté sur une blende de Pont-

péan contenant 0,002 d'argent. Plusieurs grammes de cette blende ont été laissés pendant huit mois en contact avec du bichlorure de cuivre; une portion notable a été décomposée, le zinc est entré en dissolution; il s'est formé de l'acide sulfurique et de l'oxychlorure de cuivre, mais on n'a pu reconnaître la moindre trace de chlorure d'argent. Au reste, ici il n'est pas étonnant qu'il ne s'en produise point dans ces conditions là, car on a reconnu directement que cette blende peut décomposer un peu plus de 5 p. 100 de chlorure d'argent; par conséquent lorsqu'on la soumet à l'action du bichlorure de cuivre, la formation du chlorure d'argent ne pourra commencer à se manifester que quand la presque totalité du sulfure de zinc aura été décomposée et que la portion restante contiendra environ 3,8 p. 100 d'argent.

Différence entre les phénomènes relatifs à la blende et à la galène.

Néanmoins il y a une différence entre les phénomènes que présentent la blende et la galène; car si on enrichit la blende en la mettant en contact avec 5 p. 100 de chlorure d'argent, c'est-à-dire la quantité qu'elle peut décomposer, et si ensuite on traite cette blende par du bichlorure de cuivre, il se forme bientôt du chlorure d'argent, tandis qu'il n'en est pas ainsi quand il s'agit de la galène; par conséquent le sulfure d'argent, quand il est uni au sulfure de zinc enrichi à saturation, subit de suite l'action du bichlorure de cuivre, tandis que dans le cas de la galène il ne commence à se chlorurer que quand la majeure partie du sulfure de plomb a été transformée.

Action du bichlorure de cuivre sur les pyrites et autres sulfures.

Nous avons reconnu que l'action du bichlorure de cuivre sur les autres sulfures métalliques, ainsi que sur les pyrites de fer et de cuivre, est analogue à celles que nous venons de décrire; il y a

toujours chloruration du métal, formation d'acide sulfurique et précipitation d'oxychlorure de cuivre; la formation du chlorure d'argent n'est que tardive.

Ces résultats ne nous fournissent pas une preuve certaine que l'argent renfermé dans les sulfures métalliques s'y trouve lui-même combiné avec du soufre, car si l'on mélange de l'argent métallique dans d'égales proportions avec ces sulfures, et si on exécute alors les mêmes expériences, la formation de chlorure d'argent ne se manifeste aussi que fort tard, après la transformation de la plus grande partie du sulfure métallique.

Essais relatifs au sulfate de fer.

Action du protosulfate de fer sur l'argent métallique.

Depuis longtemps M. Wöhler a fait voir que le protosulfate de fer dissout à chaud l'argent métallique, et le laisse précipiter ensuite après refroidissement. La théorie de cette opération a fait pressentir que le persulfate de fer devait produire le même résultat : en effet, le protosulfate dissout l'argent métallique, parce que ce métal s'oxyde aux dépens de l'oxygène atmosphérique, qui pendant l'ébullition suroxyde d'abord le fer : on ne saurait en douter, car il se forme du sulfate d'argent; mais celui-ci est réduit à la longue par le protosulfate de fer, et l'argent reparaît à l'état métallique. Il est donc clair que le persulfate de fer doit salifier l'argent et passer lui-même à l'état de protosulfate.

Action du persulfate de fer sur l'argent métallique.

En effet, si l'on fait bouillir du persulfate de fer avec de l'argent métallique, on trouvera en dissolution dans la liqueur de l'argent et du pro-

toxyde de fer. Or le chlorure et le sulfure d'argent n'étant pas attaqués par le persulfate de fer, il semble que celui-ci devrait être un bon réactif pour découvrir l'argent métallique; il suffirait d'en faire bouillir une dissolution avec le minerai argentifère et de constater ensuite dans la liqueur la présence de l'argent. Mais nous allons démontrer que l'absence de la réaction ne prouve pas toujours l'absence de l'argent métallique, et par conséquent ce réactif est beaucoup moins sûr qu'on ne pourrait le penser.

Ces deux sulfates semblent propres à décéler la présence de l'argent métallique.

Nous avons fait bouillir avec un égal volume de dissolution de persulfate de fer et pendant le même temps :

Expériences faites sur des échantillons d'argent métallique offrant un état de ténuité plus ou moins grand.

gr.
1° 0,080 d'argent très-divisé obtenu par précipitation;
2° 0,080 *id.* en limaille fine;
3° 0,080 *id.* natif séparé de sa gangue et sous forme de petits granules;
4° 0,080 d'argent natif engagé dans 2 grammes de sa gangue naturelle, formée de fer hydroxydé.

Le premier essai a parfaitement réussi, et après une heure de repos, l'argent s'est précipité en paillettes miroitantes. Le second essai a réussi en ce sens que les réactifs indiquaient dans la liqueur la présence de l'argent, mais il n'y a eu qu'une très-petite portion de métal précipitée, et seulement au bout de vingt-quatre heures. Les deux derniers essais n'ont pas réussi.

Or si un minerai renfermant 4 p. 100 d'argent métallique n'a rien cédé au persulfate de fer, un résultat contraire sera-t-il probable lorsqu'il s'a-

gira de minerais renfermant quelques dix-millièmes de métal précieux? Par cela seul que l'argent n'est pas très-divisé, nous voyons que le réactif perd de son efficacité, et nous le voyons même devenir tout à fait inerte, lorsqu'au peu de ténuité du métal vient se joindre son adhérence à la gangue, ou sa cohésion.

Circonstance tendant à neutraliser l'action du persulfate de fer.

Il y a d'ailleurs une circonstance qui tend à affaiblir l'énergie du réactif et à laquelle on doit faire attention; c'est que certains sulfures métalliques décomposent le persulfate de fer, surtout à chaud; les blendes et les galènes, par exemple, sont dans ce cas. De là il résulte que la constatation de l'argent métallique dans les minerais pauvres offrira plus d'une difficulté, et le doute planera toujours sur le résultat.

Divers essais négatifs.

Nous avons essayé inutilement plusieurs minéraux argentifères, tels que: jamesonite, cuivres gris de plusieurs espèces, blendes, galènes, pyrites; mais, répétons-le encore, ces essais négatifs ne prouvent aucunement l'absence de l'argent métallique. Sans doute des minerais riches en argent natif, très-divisé, non adhérent à la gangue, se prêteront à l'action du persulfate de fer, mais il n'en est pas de même à coup sûr pour des minerais pauvres, et c'est précisément ce dernier cas que nous considérons.

Remarques sur l'emploi successif de l'acide chlorhydrique bouillant et de l'ammoniaque.

L'emploi successif de l'acide chlorhydrique bouillant et de l'ammoniaque pourrait, d'après M. Saint-Clair Duport (*de la Production des métaux précieux au Mexique*, p. 140), enlever aux minerais l'argent qui est à l'état de sulfure; ce qui resterait représenterait l'argent métallique. Mais ce procédé, qui sera peut-être excellent pour les minerais riches, et contenant peu de sulfures métalli-

ques, ne le serait point pour les minerais pauvres, et bien souvent il arriverait qu'après l'action successive des deux réactifs on trouverait dans le résidu une certaine quantité d'argent qu'on croirait être à l'état métallique, quoiqu'elle fût à l'état de sulfure. Sans vouloir empiéter sur les faits que nous exposerons plus loin, nous ferons la remarque suivante : si le minerai argentifère est accompagné de sulfures métalliques, lorsque l'on fera agir l'ammoniaque pour enlever le chlorure d'argent formé par suite de l'action de l'acide chlorhydrique bouillant, il y aura un phénomène de double échange sous l'influence des sulfures qui n'auront pas été décomposés, et il en résultera une quantité plus ou moins grande de sulfure d'argent; car la plupart des sulfures métalliques décomposent dans une certaine mesure une dissolution ammoniacale chlor-argentique.

En résumé, si le persulfate de fer peut ne pas indiquer l'argent métallique là où il y en a, par contre l'acide chlorhydrique bouillant pourrait en faire supposer l'existence là où il n'y en aurait pas. Il ne paraît donc pas exister de réactif sûr, et général au moyen duquel on puisse apprécier sous quelle forme l'argent est associé aux sulfures métalliques lorsqu'il s'y trouve en très-petite quantité.

Action générale du mercure sur les minerais d'argent.

Le mercure décompose, comme on le sait depuis longtemps, le sulfure d'argent et s'amalgame avec le métal; il produit le même effet sur l'argent rouge, c'est-à-dire sur le sulfarséniure ou sulfantimoniure d'argent. En général les minéraux argentifères étant tenus en contact pendant très-

longtemps avec le mercure, lui cèdent une petite quantité d'argent; comme il se forme un amalgame dans la plupart des cas, l'action du mercure ne semble pas susceptible de conduire à une solution directe du problème relatif à l'état d'association de l'argent.

Inégales quantités d'argent absorbées par le mercure dans un temps donné.

Mais nous avons cru pouvoir y parvenir indirectement en nous appuyant sur ce fait, que la quantité d'argent enlevée par le mercure en contact avec une substance argentifère varie dans d'énormes proportions suivant l'état d'association de l'argent. Lorsqu'il se trouve à l'état métallique, c'est alors, on le conçoit facilement, qu'il se dissout avec le plus de rapidité dans le mercure; la décomposition du sulfure d'argent par le mercure est lente, et celle du sulfarséniure et sulfantimoniure l'est encore davantage : il semble donc que des expériences comparatives peuvent indiquer sous quelle forme se trouve l'argent dans un minerai donné. Nous allons faire connaître ici le résultat de plusieurs essais que nous avons exécutés sur différentes substances en vue d'éclaircir cette question, et en même temps d'étudier les différents procédés d'amalgamation.

Expériences faites sur des blendes argentifères.

6,2 grammes de blende de Pontpéan riche à 0,0018, et contenant par conséquent $0^g,0111$ d'argent, ont été tenus en contact avec du mercure pendant quatre mois dans un flacon placé à l'intérieur d'une boîte montée sur un axe horizontal auquel on imprimait un mouvement de rotation; mais comme nous n'avions pas de force continue à notre disposition, et que nous ne pouvions faire tourner cette machine qu'à bras d'hommes, le temps pendant lequel on l'a mise en mouvement n'a été que de deux cents heures, et la rapidité de la rotation était de vingt-cinq

tours à la minute; cette blende n'a pas cédé d'argent au mercure. On a soumis à l'action du mercure dans les mêmes conditions de la blende très-pauvre, mais que l'on avait enrichi artificiellement au même titre, en y ajoutant :

1° De l'argent métallique très-divisé ;

2° Du sulfure d'argent ;

3° Du chlorure d'argent, dissous dans l'ammoniaque, qui a été décomposé immédiatement par la blende et amené à l'état de sulfure.

Conséquences de ces expériences.

On a obtenu dans le premier cas tout l'argent, dans le deuxième environ la moitié, et dans le troisième à peu près les quatre cinquièmes.

L'état de division de l'argent et son adhérence à la masse environnante doit exercer indépendamment de son état de combinaison, une influence considérable; néanmoins on ne peut supposer que cette influence soit assez grande pour empêcher complétement l'argent d'être absorbé par le mercure; nous sommes donc en droit de regarder l'argent qui fait partie de la blende de Pontpéan comme étant à l'état de sulfure et même comme formant avec le sulfure de zinc un composé qui résiste à l'action du mercure.

Expériences sur des galènes.

1 gramme d'une galène de Freyberg dont la teneur est de 3 1/3 p. 100 et qui contient exactement 0g,0339 d'argent n'a cédé que des traces de ce métal au mercure après un contact d'un mois, durant lequel la matière a été mise en mouvement soixante heures.

1 gramme d'une galène de Sala contenant 0g, 0,087 d'argent a été attaqué plus facilement par le mercure; après quatre mois de contact et deux cents heures de rotation, le mercure a enlevé 0g,0016 d'argent ou environ 18 p. 100 de la

quantité qui s'y trouvait. Mais dans d'égales conditions on en a extrait une proportion beaucoup plus forte 1° d'un échantillon de galène mélangée artificiellement d'argent métallique (90 p. 100) : 2° d'un échantillon de galène mélangée de sulfure d'argent (31 p. 100) : 3° d'un échantillon de galène enrichie par décomposition de chlorure d'argent (70 p. 100).

Expériences sur de la stromeyérine et d'autres sulfures de cuivre argentifères.

Pour avoir un terme de comparaison nous avons pris de la stromeyérine, c'est-à-dire un sulfure double dans lequel on sait que du sulfure d'argent est combiné avec du sulfure de cuivre ; après 15 jours de contact avec le mercure et trente heures de rotation, 1 gramme de ce minéral mélangé naturellement d'une assez grande quantité de gangue et contenant $0^g,0532$ d'argent en a cédé seulement (1) $0^g,0029$ au mercure, c'est-à-dire moins de 6 p. 100 de la quantité qui s'y trouvait.

En ajoutant à de la pyrite de cuivre 1° de l'argent métallique, 2° du sulfure, 3° du chlorure d'argent qui a été immédiatement décomposé, nous en avons extrait par le mercure 0,66, 0,18 et 0,11 de l'argent contenu.

Nous avons fait un essai semblable sur un sulfure cupro et plombo argentifère d'Huelgoat qui paraît être analogue à la stromeyérine : 1 gramme de ce sulfure mélangé de gangue et contenant $0^g,063$ d'argent, après un mois de contact avec le mercure et soixante heures de rotation en a abandonné environ 6 centièmes au mercure, c'est-à-dire à peu près la même proportion que la stromeyérine en a cédé dans un temps deux fois plus petit.

Ces deux dernières expériences faites sur des

(1) Voir l'expérience n° 42 du tableau général, aux pages 262 et 263.

matières qui certainement contiennent l'argent à l'état de sulfure, sont très-propres à nous éclairer; nous voyons, en effet, que ces minéraux soumis à l'action du mercure lui cèdent au bout d'un certain temps la vingtième partie de l'argent qu'ils renferment; par conséquent le sulfure d'argent est décomposé par le mercure lors même qu'il se trouve uni à du sulfure de cuivre. Or il est difficile de prétendre que l'argent natif ou sulfuré formant des mélanges naturels avec des corps étrangers, soit, en raison de sa simple cohésion ou de son adhérence, plus difficile à extraire par le mercure que du sulfure d'argent combiné avec des sulfures métalliques : ceux-ci, indépendamment de l'adhérence et de la cohésion, le retenant avec une force d'affinité plus ou moins grande. Par suite, les sulfures argentifères qui ne cèdent au mercure aucune parcelle d'argent, comme la blende de Pontpéan, ou seulement des traces, comme la galène de Freyberg doivent, d'après toute probabilité, contenir l'argent à l'état de sulfure combiné.

Les combinaisons de sulfure d'argent avec d'autres sulfures métalliques sont attaquables par le mercure.

Nous voyons d'ailleurs que le sulfure d'argent forme avec d'autres sulfures des combinaisons d'une stabilité très-inégale; ainsi il est uni assez fortement au sulfure de zinc (blende de Pontpéan) pour résister à l'affinité qu'a pour lui le mercure; dans la galène de Freyberg, la combinaison des deux sulfures est aussi très-stable; elle l'est un peu moins dans le sulfure plombo-cuprifère d'Huelgoat et dans la stromeyérine.

Inégale stabilité des composés métalliques multiples de sulfure d'argent avec d'autres sulfures métalliques.

Ainsi il est très-probable que parmi les sulfures métalliques ne renfermant que de petites quantités d'argent, il en est au moins quelques-uns, comme la blende de Pontpéan qui contiennent cet argent à l'état de sulfure combiné avec eux.

Autres considérations sur la probabilité d'une combinaison de l'argent avec les sulfures métalliques.

D'ailleurs il est beaucoup de cas où *à priori* on peut prévoir que l'argent ne se trouve pas à l'état métallique ni même à l'état de sulfure simple et mélangé mécaniquement; car il y a beaucoup de mines où l'on exploite depuis un temps fort long des sulfures argentifères, de plomb ou de zinc, sans y avoir jamais observé d'argent natif ni même d'argent sulfuré; ainsi une grande partie des mines de plomb argentifère sont dans ce cas-là.

Mines d'argent natif où les sulfures métalliques de plomb, de zinc, cuivre, etc. sont d'une extrême pauvreté en argent.

Il y a un fait remarquable qui vient à l'appui de ces considérations; c'est que dans certaines mines d'argent proprement dites, les sulfures métalliques qui accompagnent les minerais d'argent sont d'une très-grande pauvreté; ainsi dans les mines si riches et si nombreuses des environs de Kongsberg, où l'argent se trouve principalement à l'état natif et à l'état de sulfure, il y a dans les mêmes gîtes des sulfures de plomb, de zinc et de fer qui ne contiennent pour ainsi dire que des traces d'argent; la galène elle-même est remarquable par sa pauvreté; cependant il semble que si l'argent avait dû se mélanger mécaniquement aux sulfures formés dans son voisinage et les enrichir, un tel mélange aurait dû se produire dans ces mines; or c'est ce qui n'a pas eu lieu, du moins d'une manière sensible : on y trouve de la blende jaune renfermant des traces d'argent qui n'en a pas terni la transparence et qui s'y trouve probablement sous forme de sulfure uni au sulfure de zinc. Cependant nous ne voudrions pas prétendre que les sulfures métalliques renferment toujours l'argent à l'état de sulfure combiné : ainsi tel n'est probablement pas le cas d'une pyrite argentifère d'Huelgoat que nous avons essayée, et qui après un

laps de temps de cinq mois et deux cent-soixante heures de rotation a cédé au mercure les 0,84 de l'argent qu'elle contenait.

Expériences faites sur un grand nombre de minéraux métalliques.

Pour donner à nos conclusions un plus grand caractère de généralité nous avons fait des expériences du même genre sur une foule d'autres minerais. Le tableau suivant en offre la liste et montre l'ensemble des résultats obtenus. On conçoit que nous n'ayons pas fait pour chaque cas particulier des expériences comparatives comme pour la galène de Sala, la blende de Pontpéan et la stromeyérine : ces trois observations ont suffi pour démontrer que l'argent natif ou sulfuré, lorsqu'il se trouve dans une masse à l'état de simple mélange est toujours enlevé partiellement par le mercure. Néanmoins nous avons voulu inscrire en tête de ce tableau les expériences faites sur des mélanges pour démontrer d'une manière encore plus évidente que, dans la majeure partie des cas, l'argent des minerais est très-probablement engagé dans des combinaisons.

***TABLEAU** des matières minérales soumises directement à l'amalgamation.*

Numéros d'ordre.	NOM DE LA MATIÈRE.	Titre exprimé en dix-millièmes.	Quantité totale de l'argent contenu, exprimée en milligrammes.	Argent obtenu par l'amalgamation, exprimé en milligrammes.	Rapport entre le rendement obtenu par l'amalgamation et la teneur exprimé en millièmes.	Quantité de mercure employée.	Heures de rotation.	Durée du contact exprimée en heures.
	Mélanges.					gr.		
1	Oxyde de fer mélangé d'argent métallique	50	50	50	1000	14	30	1440
2	Oxyde de fer mélangé d'argent rouge	50	50	2,8	56	*id.*	*id.*	*id.*
3	Argile mélangée d'argent métallique	50	50	50	1000	*id.*	*id.*	*id.*
4	Argile mélangée d'argent rouge	50	50	2,9	56	*id.*	*id.*	*id.*
5	Galène de Sala mêlée de sulfure d'argent	80	8,7	4,5	517	7	60	2880
6	Galène de Sala enrichie de sulfure d'argent par double décomposition	80	8,7	6,1	701	*id.*	*id.*	*id.*
7	Galène de Sala mélangée d'argent métallique	80	8,7	7,9	908	*id.*	*id.*	*id.*
8	Blende de Pontpéan mélangée de sulfure d'argent	18	11	5,7	513	14	30	1440
9	Blende de Pontpéan enrichie de sulfure d'argent par double décomposition	18	11	9,1	819	*id.*	*id.*	*id.*
10	Blende de Pontpéan mélangée d'argent métallique	18	11	11	1000	*id.*	*id.*	*id.*
11	Stromeyérine artificielle mélangée d'argent métalliq. (1)	380	53,2	6	112	7	30	*id.*
12	Stromeyérine artificielle mêlée de sulfure d'argent	380	53,2	9,4	176	*id.*	*id.*	*id.*
13	Stromeyérine artificielle enrichie de sulfure d'argent par double décomposition	380	53	6	112	*id.*	*id.*	1449
	Minerais argentifères.							
14	Galène de Sala	800	8,7	1,6	183	*id.*	200	9600
15	Galène de Freyberg	300	34	traces.	0	*id.*	60	2880
16	Galène à grandes lames d'Huelgoat	23	39	0	0	20	163	960
17	Galène à grains fins d'Huelgoat	20	13	0	0	7	*id.*	*id.*
18	Plomb sulfosélenié de Berezow	17	22	0	0	20	*id.*	*id.*

(1) Nous appelons stromeyérine artificielle de la pyrite de cuivre enrichie de sulfure d'argent par voie de double décomposition. Mais en réalité il n'y a de commun entre ces deux matières que la teneur en argent. Quant à la composition et à la constitution chimique, nous reconnaissons une absence complète d'analogie.

SUITE DU TABLEAU.

Numéros d'ordre.	NOM DE LA MATIÈRE.	Titre exprimé en dix-millièmes.	Quantité totale de l'argent contenu, exprimée en milligrammes.	Argent obtenu par l'amalgamation, exprimé en milligrammes.	Rapport entre le rendement obtenu par l'amalgamation et la teneur exprimé en millièmes.	Quantité de mercure employée.	Heures de rotation.	Durée du contact exprimée en heures.
						gr.		
19	Galène antimoniale de l'Ariège.	16	11	0	0	7	163	960
20	Galène de Sainte-Marie-aux-Mines.	5	11	0	0	20	id.	id.
21	Galène de Giromagny.	5	15	5	333	id.	id.	id.
22	Galène de Falun.	3,6	18	0	0	id.	id.	id.
23	Galène compacte de Saxe. . .	3,3	11,5	0	0	id.	id.	id.
24	Galène de Roure.	3,3	11,8	0	0	id.	id.	id.
25	Blende noire de Transylvanie	90	81	7.5	92	id.	163	id.
26	Blende lamelleuse de Falun.	20	19	0	0	14	id.	id.
27	Blende de Pontpéan.	18	11	0	0	id.	200	9600
28	Blende d'Huelgoat.	8	16	0	0	20	163	960
29	Blende de Poullaouen.	8	72	0	0	id.	id.	id.
30	Blende de Pzibram.	6	18	2,6	144	id.	id.	id.
31	Blende de Sala.	3,3	7,6	0	0	id.	id.	id.
32	Pyrite de fer argentifère d'Huelgoat.	5	5,8	4,8	827	14	260	12480
33	Pyrite de fer de Transylvanie.	5	11,6	0	0	20	163	960
34	Pyrite magnétique de Falun.	4	9	0	0	id.	id.	id.
35	Pyrite de fer jaune de Falun.	3,6	18	0	0	id.	id	id.
36	Pyrite de fer de Radna. . . .	2,4	10	0	0	id.	id.	id.
37	Sulfure cupro-argentifère d'Huelgoat.	440	63	3,7	58	7	60	2880
38	Cuivre sulfo-sélénié.	10	30	0	0	20	163	960
39	Pyrite cuivreuse d'Huelgoat .	4,5	11	0	0	id.	id.	id.
40	Cuivre pyriteux de Falun. . .	4,5	11	0	0	id.	id.	id.
41	Stromeyérine.	380	76	6,1	80	7	id.	id.
42	*Idem*.	380	53	2,9	54	id.	30	360
43	Tellurure d'argent.	50	25	19	760	id.	163	960
44	Cuivre gris panabase de localité inconnue.	123	61	0	0	id.	id.	id.
45	Cuivre gris panabase de Kapnick.	47	9,4	0	0	id.	id.	id.
46	Cuivre gris de Sainte-Marie-aux-Mines	45	10,8	6	555	id.	120	5760
47	Cuivre gris antimonifère panabase du Mexique	20	5	5	1000	id.	id.	id.
48	Cuivre gris de la Mouzaia. . .	13	22	0	0	20	163	960
49	Autre échantillon.	9,3	6,7	0	0	14	269	12480
50	Bournonite compacte.	30	15	0	0	7	163	960
51	Mispickel.	1,5	12	0	0	20	id.	id.
52	Plomb carbonaté noir de Berezow	32	32	3,5	109	14	id.	id.
53	Schlamms de Pontpéan. . . .	11	22	3	145	7	260	12480
54	Résidu d'amalgamation d'Huelgoat.	4	7,4	traces.	0	14	id.	id.

Résultats des essais exécutés sur des mélanges.

Parmi les essais effectués sur des matières auxquelles on avait ajouté de l'argent métallique ou de l'argent rouge ou du sulfure d'argent, soit directement soit par double décomposition (1); il n'en est pas un seul où le mercure n'ait absorbé une forte portion de l'argent, si ce n'est la totalité. Sur cinq mélanges, trois (n°s 1-3-7) ont cédé tout l'argent métallique qu'ils contenaient; le quatrième (n° 10) en a cédé 0,9, et le dernier (n° 11) seulement un peu plus de la moitié. Les trois premiers essais ont été faits avec deux fois plus de mercure que les deux derniers, toutes choses égales d'ailleurs, ce qui pourrait rendre compte de leur rendement complet; mais les deux derniers (n°s 10-11) ont été faits dans des conditions identiques, et cependant l'un des deux (n° 10) a abandonné les 0,9 de son argent et l'autre les 0,6 seulement. Cette différence tient-elle à une influence physique exercée par la gangue du minerai ou bien doit-on l'attribuer à une combinaison qu'aurait contractée l'argent métallique? Lorque nous arriverons à la troisième partie de ce travail, nous montrerons combien dans l'amalgamation la nature de la gangue peut faire varier les résultats; et c'est par cette considération que nous expliquons le rendement faible obtenu dans l'essai où la stromeyérine artificielle servait de gangue;

(1) On verra tout à l'heure ce que nous entendons par double décomposition : mais pour dissiper le vague de cette phrase, nous dirons que la plus grande partie des sulfures métalliques décompose le chlorure d'argent en le transformant en sulfure par voie de double décomposition. On voit donc combien il nous a été facile d'introduire dans nos mélanges le sulfure d'argent, tantôt directement, tantôt au moyen du chlorure d'argent, et dans un état tout particulier de division.

c'est l'effet pur et simple d'une action mécanique; effectivement si l'on considère les essais exécutés sur des mélanges renfermant du sulfure d'argent (nos 5-6-8-9-12-13) ce sont encore ceux où la stromeyérine sert de gangue qui ont fourni le moins d'argent. Ainsi les numéros 12 et 13 ont donné en moyenne 0,14, et les numéros 5-6-8-9 ont rendu 0,64, nouvelle preuve que les différences dans les rendements ne tiennent point à un changement d'état de l'argent. Quoi qu'il en soit, sur treize mélanges il n'y en pas un seul qui n'ait cédé de l'argent au mercure en quantité plus ou moins considérable.

Sur onze galènes argentifères (nos 14 à 24) deux seulement ont cédé de l'argent au mercure (1). Parmi les 9 galènes qui ont été soumises à la rotation avec du mercure pendant cent-soixante-trois heures et dont le contact avec le métal a duré neuf cent soixante heures, une seulement, celle de Giromagny a cédé le tiers de son argent; la galène de Sala qui est seize fois plus riche, malgré les deux cents heures de rotation, et neuf mille six cents heures de contact n'en a même pas cédé le cinquième. Il semble donc que les galènes dociles à l'amalgamation renferment l'argent sous forme de sulfure dont une partie au moins se trouve à l'état de mélange, tandis que les galènes qui ne cèdent rien au mercure renferment probablement le sulfure d'argent à l'état de combinaison. En effet, si dans toutes ces galènes le sulfure d'argent était combiné au sulfure de plomb, pourquoi ne se- **Discussion des résultats relatifs aux galènes.**

(1) Nous avons déterminé le titre de ces galènes par la coupellation immédiate lorsqu'elles étaient pures, ou par la fonte et la coupellation lorsqu'elles étaient associées à des matières étrangères.

raient-elles pas toutes également rebelles à l'action du mercure? Ainsi, d'après ces essais on peut induire que dans la plus grande partie des cas, les galènes argentifères renferment l'argent à l'état de sulfure multiple.

Résultats fournis par les blendes.

On arrivera encore à la même conclusion si l'on discute les résultats fournis par les blendes : Sur sept, deux seulement ont cédé au mercure une portion de leur argent : celle de Transylvanie (n° 25) en a abandonné presque le dixième, et celle de Pzibram (n° 30) à peu près le septième. La blende de Transylvanie pourrait cependant donner lieu de supposer que son argent a été absorbé par le mercure quoique se trouvant à l'état de sulfure multiple, et cela à cause de sa richesse extraordinaire. En effet, la quantité de blende soumise à l'expérience était de 9 grammes contenant 0g,081 d'argent; or nous avons vu que des mélanges à peu près du même poids et contenant bien moins d'argent sous forme de sulfure multiple (nos 2 et 4), ont cédé toutefois une portion de ce métal à l'amalgamation.

Il est vrai que la blende de Poullaouen (n° 29) mise en expérience contient à peu près la même quantité d'argent que celle de Transylvanie, et toutefois son rendement a été nul; mais il faut remarquer que son titre étant à peu près dix fois plus faible, la masse soumise à l'amalgamation a été dix fois plus forte.

En faisant abstraction de la blende de Transylvanie, si remarquable par sa richesse, on voit que des six blendes essayées, (nos 26 à 31), l'avant dernière seule, (n° 30), c'est-à-dire une des moins argentifères, a cédé au mercure 0,07 de son argent. Comment expliquerait-on ce fait sans admettre

que dans la blende de Pzibram il y a de l'argent dans un état différent de celui où il se trouve dans les autres blendes?

Quant aux pyrites, nous n'en trouvons que deux sur sept qui aient abandonné de l'argent à l'amalgamation : ce sont une pyrite de fer et une de cuivre appartenant à la même mine (n°s 32 et 39). Leur teneur absolue est la plus faible de toute la série, mais leur titre figure parmi les plus élevés. Cependant on ne peut pas raisonner autrement pour les pyrites que pour les blendes et les galènes; on doit par conséquent tirer les mêmes conclusions. Résultats des expériences sur les pyrites.

Il en sera de même pour les cuivres gris dont la série formée par six échantillons (n°s 44 à 49) n'en offre que deux (n°s 46 et 47), ayant cédé de l'argent au mercure. Mais ici, il y a une particularité sur laquelle nous insisterons : le cuivre gris antimonifère du Mexique (n° 47) soumis à l'amalgamation ne contient que 5 milligrammes d'argent, et son poids n'était que de 2g,005. Il a cédé au mercure la totalité de son argent. Un échantillon de cuivre gris d'une autre localité (n° 44) contenant onze fois plus d'argent et ayant un titre six fois plus élevé n'a rien cédé au mercure. Cette grande différence dans les résultats serait inexplicable si l'on n'admettait que dans ces divers minerais l'argent ne se trouve pas sous la même forme, ou bien que les combinaisons dont il fait partie ne sont pas d'une égale stabilité. Résultats des expériences sur les cuivres gris.

En résumé, sur quarante et un échantillons de matières naturelles argentifères soumises directement à l'amalgamation (1), quatorze seulement

(1) Ces matières ont été extraites des échantillons que nous avons décrits dans la première partie de ce travail.

ont abandonné de l'argent; et si l'on fait abstraction des véritables minerais d'argent tels que la stromeyérine, le tellurure d'argent et le sulfure argentifère d'Huelgoat, on trouve que sur trente-huit échantillons, onze seulement ont cédé au mercure une partie de leur métal précieux. Les conditions des expériences ont été très-variées sous le rapport du titre, de la teneur absolue, de la quantité de mercure et de la durée : on ne peut donc pas invoquer, comme circonstance défavorable à la réussite la méthode suivie; si bien que par l'ensemble de tous les essais on est porté à conclure que dans la plus grande partie des sulfures simples ou complexes, l'argent se trouve engagé dans des combinaisons multiples d'où il est très-difficile de l'arracher par l'amalgamation directe. En tirant cette conclusion on suppose implicitement que dans les sulfures naturels l'argent ne se trouve pas à l'état de chlorure ; nous allons maintenant changer cette supposition en certitude.

Action des sulfures, sulfarséniures et arséniures métalliques sur le chlorure d'argent.

Nous nous proposons de démontrer que, dans la plus grande partie des sulfures, sulfarséniures et arséniures métalliques, l'argent ne peut pas être sous forme de chlorure.

Expérience première : blende mise en présence du chlorure d'argent.

En voulant apprécier l'influence que peut exercer la masse pour modifier l'action des réactifs propres à l'extraction de l'argent, nous fûmes amenés à faire un mélange de blende et de chlorure d'argent, mélange dans lequel cette dernière substance figurait pour 0^{r},013 : l'ammoniaque de-

vait nous servir pour la séparer; mais, surpris de voir que ce réactif n'en enlevait pas la moindre trace, et ne pouvant pas attribuer un résultat si complétement négatif à l'influence seule de la masse, nous fîmes quelques essais qui nous démontrèrent que si le chlorure d'argent disparaît, en revanche, il se forme du chlorure de zinc. Dès lors, nous sommes restés convaincus que le phénomène provient d'une double décomposition, qui transformant le chlorure d'argent en sulfure, le soustrait ainsi à l'action dissolvante de l'ammoniaque. Au surplus, nous écartâmes toute question de masse, en faisant agir de l'ammoniaque sur un mélange de brique pilée et de chlorure d'argent, offrant les mêmes proportions que la blende ci-dessus; l'ammoniaque enlevait une quantité considérable de chlorure.

Origine de nombreuses recherches.

Ce phénomène nous parut si remarquable que nous avons voulu, non-seulement en établir les limites et les conditions, mais rechercher s'il est particulier à la blende sur laquelle nous avions expérimenté, ou bien s'il a lieu pour toutes les blendes et tous les sulfures; enfin, si d'autres substances, naturellement insolubles comme les sulfarséniures et les arséniures, offrent la même réaction.

La réaction des sulfures sur le chlorure d'argent est indépendante du dissolvant.

Des essais préparatoires nous démontrèrent que le fait est général, non-seulement lorsqu'on fait intervenir un dissolvant, mais aussi quand on se borne à augmenter le contact des deux corps par l'intervention de l'eau. En effet, il est facile de prouver qu'en l'absence de tout dissolvant immédiat, on peut provoquer la décomposition partielle d'un sulfure et d'un chlorure insolubles. Si l'on broie un mélange de sulfure de cadmium et

de chlorure d'argent avec de l'eau, on voit bientôt la couleur jaune du sulfure disparaître pour faire place à une couleur bistre, qui, plus tard, devient noire. Jette-t-on le mélange sur un filtre, on trouve que le liquide filtré contient du chlorure de cadmium.

Action de la pyrite de cuivre imbibée d'eau sur le chlorure d'argent.

On arrive encore au même résultat si l'on fait l'expérience avec d'autres sulfures, à cela près que la réaction ne se manifeste parfois qu'au bout d'un temps considérable. Ce n'est qu'au bout d'un mois, par exemple, que l'eau imbibant une bouillie de pyrite de cuivre et de chlorure d'argent est devenue bleuâtre par suite de la formation de chlorure de cuivre. Une expérience comparative, faite sans chlorure d'argent, n'a rien produit de pareil.

Expériences relatives au bisulfure d'étain, au protosulfure de cuivre.

Le bisulfure d'étain, dans les mêmes circonstances, devient noir, et l'eau du mélange contient beaucoup d'acide chlorhydrique libre. Il en est de même si l'on fait un pareil essai avec du protosulfure de cuivre naturel; mais, dans ce cas, l'eau devient acide et bleue tout à la fois.

Les sulfures métalliques ont la faculté de réagir sur les chlorures et sur les sels en général.

Ne conservant plus le moindre doute sur la décomposition réciproque des sulfures métalliques insolubles et du chlorure d'argent par la seule intervention de l'eau, nous avons voulu constater si les sulfures se comportent de même avec les autres chlorures et avec les sels. Nous avons vu que, dans la plus grande partie des cas, il y a décomposition plus ou moins étendue, et nous avons dès lors compris que ce fait général méritait une étude approfondie qui nous aurait éloignés de notre sujet principal. C'est pourquoi nous avons voulu d'abord étudier avec détail tout ce qui concerne l'action réciproque du chlorure d'argent et des com-

posés minéraux qui, à leur état naturel, se trouvent le plus souvent associés à l'argent.

Les expériences sont facilitées par l'addition d'un dissolvant du chlorure d'argent.

Bien que l'expérience nous ait démontré que le simple contact, favorisé par la présence de l'eau, peut déterminer la décomposition du chlorure d'argent et des sulfures métalliques ; néanmoins, nous avons pensé que si l'on mettait en dissolution l'un des deux agents, le phénomène deviendrait beaucoup plus commode à observer. Il nous a donc paru nécessaire d'établir préalablement que l'ammoniaque employée comme dissolvant n'exerce pas une influence perturbatrice; ensuite, nous avons cherché si l'hyposulfite de soude peut remplacer l'ammoniaque dans les cas où ce dernier réactif ne peut pas être employé. Ainsi, toutes les substances essayées, dont on verra la liste plus loin, ont éprouvé l'action de l'ammoniaque ou de l'hyposulfite de soude, et elles nous ont fourni la preuve matérielle qu'elles ne subissent aucune modification importante de la part de ces deux réactifs.

Procédé suivi pour apprécier la faculté inégale qu'ont les sulfures de décomposer le chlorure d'argent.

Voici le procédé que nous avons suivi pour mesurer approximativement la faculté plus ou moins grande qu'ont diverses substances de décomposer le chlorure d'argent : approximativement, disons-nous; car, nous étant aperçus que cette faculté n'est pas la même pour tous les minéraux appartenant à la même espèce, nous avons jugé inutile d'en pousser la mesure aux dernières limites pour chaque cas particulier. Suivant les indications fournies par une dissolution ammoniacale chloro-argentique sur la faculté décomposante d'une substance donnée, nous opérions sur quelques décigrammes ou sur quelques grammes. Dans tous les cas, la substance, bien pulvérisée, était intro-

duite dans un flacon avec de l'ammoniaque chloro-argentique titrée : après dix-huit heures d'action et après avoir été agitée de temps en temps, on retirait, à l'aide d'une pipette, une portion de la liqueur, et l'on essayait, en la saturant par de l'acide azotique, si le chlorure avait été complétement ou partiellement décomposé. Suivant l'indication obtenue, nous répétions l'essai sur des proportions tantôt plus fortes, tantôt plus faibles, de liqueurs titrées; nous arrivions ainsi au point que nous cherchions, et nous contrôlions la justesse de l'expérience au moyen d'un dernier essai fait directement avec du chlorure d'argent pesé.

Galène sélénifère de Bérézow citée comme exemple

L'exemple suivant donnera une idée précise du procédé, soient :

1° $0^{g},200$ de galène sélénifère de Bérezow (indiquant une faculté de décomposition comprise entre 7 et 9).

On ajoute 7 c. c. de dissolution titrée ammoniacale de chlorure d'argent, tenant $0^{g},002$ par centimètre cube. Après dix-huit heures de contact, la liqueur, traitée par l'acide azotique, reste limpide.

2° $0^{g},200$ de galène susdite.
$8^{c.c.}$ dissolution titrée à 0,002.

Après dix-huit heures, la liqueur traitée par l'acide nitrique reste encore limpide.

3° $0^{g},200$ galène susdite.
$9^{c.c.}$ dissolution titrée à 0,002.

Après dix-huit heures de contact, la dissolution blanchit considérablement par l'action de l'acide azotique.

La faculté de décomposition de cette galène est donc représentée par 8, c'est-à-dire que 100 par-

ties du minéral décomposent, dans ces conditions, 8 parties au moins de chlorure d'argent.

Contre-épreuve.

4° $0^g,200$ galène susdite.
$0^g,016$ chlorure d'argent.
$8^{c.c.}$ ammoniaque.

Après dix-huit heures de contact, la liqueur ne se trouble point par l'acide nitrique.

5° $0^g,200$ même galène.
$0^g,017$ chlorure d'argent.
$8^{c.c.}$ ammoniaque.

Après dix-huit heures de contact, la liqueur blanchit beaucoup par l'acide; d'où l'on tire 8, c'est-à-dire le même chiffre que l'on a obtenu par les liqueurs titrées. On voit qu'en faisant varier le titre de la dissolution ammoniacale, on peut pousser l'appréciation à des limites bien plus précises, mais nous ne l'avons fait que pour des substances douées d'une faculté décomposante extrêmement faible.

Lorsque la liqueur titrée ou le dissolvant était formé par de l'hyposulfite de soude, nous nous servions d'une petite lamelle de cuivre pour constater s'il restait encore de l'argent dans la liqueur qui avait servi à l'expérience.

Expériences relatives à l'emploi du cuivre pour constater la présence de l'argent dans une dissolution d'hyposulfite de soude.

A ce sujet, nous devons faire connaître les expériences qui nous ont rassurés sur l'emploi du cuivre, malgré la présence d'autres métaux dans la dissolution argentifère d'hyposulfite de soude. On a dissous un milligramme de chlorure d'argent dans 10 c.c. de dissolution d'hyposulfite de soude faite dans les proportions de 9 parties d'eau pour

une de sel cristallisé. On y a plongé une lamelle de cuivre qui a blanchi à l'instant même.

Dans un égal volume de dissolution d'hyposulfite de soude, on a plongé une lame de cuivre; elle a commencé à noircir après plusieurs heures de contact; trois dissolutions chloro-argentifères d'hyposulfite de soude ont été mises en contact séparément avec des sulfures de plomb, d'étain et d'antimoine. La proportion de chlorure d'argent avait été calculée de manière à ce que la décomposition de cette substance fût complète; si bien que la liqueur ne devait plus contenir que du plomb, de l'étain ou de l'antimoine. On a plongé dans chaque liquide une lamelle de cuivre décapée : après plusieurs heures de contact, chaque lamelle s'est recouverte d'un voile terne, et après 18 heures, on a trouvé que celle plongée dans la liqueur plombique était devenue noire; celle qui avait été placée dans la liqueur stannique était devenue moins noire que la précédente, mais un peu plus que la lamelle immergée dans la liqueur antimonique. D'un autre côté, on a répété les mêmes expériences, à cela près que la dissolution d'hyposulfite de soude était assez riche en chlorure d'argent, pour que, après avoir été en contact avec les trois sulfures, elle en contînt encore; de cette manière, les lames de cuivre qu'on allait y plonger se trouvaient en contact avec des dissolutions d'hyposulfite de soude contenant du plomb, de l'étain ou de l'antimoine, et, en outre, de l'argent en petite quantité.

Coloration que prennent les lames de cuivre plongées dans des dissolutions contenant de l'argent et d'autres métaux.

Dans de telles circonstances nous avons trouvé que les lames de cuivre blanchissent de suite comme si l'argent était seul dans la dissolution; cependant lorsqu'il y a de l'étain ou de l'antimoine, l'argent précipité est un peu terne, tandis qu'il

conserve sa blancheur mate, là où il y a du plomb.

Il résulte de ces expériences :

1° Que l'hyposulfite de soude n'agit qu'à la longue sur le cuivre métallique;

2° Que ce métal détermine la précipitation immédiate de la moindre quantité d'argent dissous dans l'hyposulfite;

3° Que la présence de métaux étrangers (plomb, étain, antimoine) n'entrave point la précipitation immédiate de l'argent.

Avant d'exposer la liste des substances essayées, il nous reste encore à prouver que, quel que soit le dissolvant du chlorure d'argent, le degré de la puissance de décomposition ne varie aucunement. Nous choisirons parmi les essais que nous avons faits à ce sujet l'exemple suivant.

La nature du liquide où est dissous le chlorure d'argent ne fait pas varier la faculté décomposante des sulfures.

1° $0^{g},500$ galène artificielle dont la faculté de décomposition avait été trouvée égale à 5, l'ammoniaque servant de dissolvant.
$0^{g},025$ chlorure d'argent.
$10^{c.c.}$ dissolution à 0,1 d'hyposulfite de soude.

Après dix-huit heures de digestion la liqueur ne blanchit pas le cuivre.

2° $0^{g},500$ galène artificielle.
$0^{g},026$ chlorure d'argent sec.
$10^{c.c.}$ dissolution d'hyposulfite de soude à 0,1.

Après dix-huit heures de contact la liqueur blanchit le cuivre immédiatement.

La faculté de décomposition est donc = 5, chiffre déjà trouvé par le procédé de l'ammoniaque.

Emploi facultatif de l'ammoniaque ou de l'hyposulfite de soude.

Cet exemple, réuni à plusieurs autres que nous omettons pour abréger, prouve que les résultats sont sensiblement identiques, quelle que soit la nature du dissolvant : c'est pourquoi nous avons substitué à l'ammoniaque l'hyposulfite de soude, ou réciproquement, lorsque l'emploi de l'un des deux dissolvants offrait des inconvénients.

La faible action qu'exerce l'hyposulfite de soude sur quelques substances ne nuit pas à l'exactitude des résultats.

Nous n'oublierons pas cependant de dire que l'action de l'hyposulfite de soude sur les substances qui n'admettent point l'emploi de l'ammoniaque, n'est pas toujours nulle; mais ses limites sont si restreintes, qu'elle ne peut pas affecter sensiblement les résultats. Ainsi, par exemple, nous n'avons pas pu employer l'ammoniaque pour déterminer la faculté de décomposition du sulfure d'antimoine; cependant, si on examine une dissolution d'hyposulfite qui a été en contact pendant vingt-quatre heures avec ce sulfure, on trouvera qu'elle contient une petite portion d'antimoine : il en sera de même pour beaucoup d'autres sulfures; mais la quantité attaquée par le dissolvant est si faible, qu'elle n'exerce aucune influence appréciable sur le résultat définitif. L'expérience précitée sur la galène artificielle le prouve, puisque la galène est un peu attaquée par l'hyposulfite, ainsi que nous avons pu le constater; néanmoins la valeur de sa faculté de décomposition a été trouvée identique par les deux procédés.

Voici la liste des différentes substances dont nous avons déterminé la faculté de réaction sur le chlorure d'argent : cette faculté est représentée par les chiffres qui accompagnent chaque substance et qui expriment la proportion du chlorure d'argent décomposé, celle de la matière décomposante étant 100.

Tableau des facultés de décomposition de divers minéraux.

Sulfures simples.

1. Galène artificielle.	5
2. Galène d'Huelgoat	5
3. Galène cubique très-riche en argent de Freyberg..	7
4. Galène sélénifère à lames courbes (Berezow).	8
5. Galène antimonifère à lames un peu courbes (non sélénifère) de Saint-Mandé.	10
6. Galène cubique avec troncatures sur les angles et les arêtes, contenant de l'arsenic (Saxe).	13
7. Galène sélénifère de Falun.	13
8. Blende cristallisée de Saxe. . . .	1
9. Sulfure de zinc artificiel préparé par voie sèche.	3
10. Blende très-pure de Kongsberg. .	3
11. Blende cadmifère de Pzibram. . . .	4
12. Blende lamelleuse d'un noir brûnâtre de Tunaberg.	4
13. Blende fibreuse de Pontpéan. . . .	5
14. Blende lamellaire de Pontpéan. .	5
15. Blende noire artificielle d'Åreskuttan (obtenue par sublimation).	10
16. Sulfure de cadmium artificiel. . .	14
17. Pyrite de fer cubique	0,25
18. Pyrite jaune cristallisée en icosaèdre (Kongsberg).	0,50
19. Pyrite blanche.	0,50
20. Pyrite blanche globulaire.	1
21. Pyrite blanche en décomposition avancée.	1
22. Sulfure de Cobalt préparé par voie sèche.	6
23. Sulfure de nickel préparé par voie sèche.	8
24. Sulfure de bismuth artificiel, cristallisé.	3,50
25. Protosulfure d'étain cristallisé, artificiel.	0,33

26. Bisulfure d'étain (or mussif). . . . 31
27. Protosulfure d'antimoine . . . 0,002
28. Sulfure de molybdène 0,001
29. Bisulfure de mercure naturel. . . . 0
30. Vermillon sublimé. 0
31. Cinabre artificiel provenant de la sublimation du bisulfure de mercure préparé par double décomposition. 0
32. Cinabre artificiel d'origine inconnue 1
33. Cuivre sulfuré cristallisé, de gîte inconnu. 209
34. Protosulfure de cuivre artificiel préparé par voie sèche. 539

Sulfures multiples.

35. Pyrite de cuivre cubo-octaédrique. 6
36. Cuivre panaché de Kaafiord. . . . 9
37. Pyrite de cuivre de gîte inconnu. . 10
38. Cuivre panaché de Suède. 10
39. Cuivre panaché du Chili 12
40. Cuivre panaché d'Huelgoat. . . . 13
41. Cuivre panaché d'Åreskuttan. . . 180
42. Cuivre panaché à teinte lilas de Tunaberg. 180
43. Pyrite cupro-nickellifère d'Espedalen. 2
44. Sulfure d'antimoine et de plomb en masses fibreuses (jamesonite) d'Aranydka en Hongrie. 11
45. Stromeyérine mélangée de gangue, contenant 4 p. 100 d'argent au lieu de 52.. 0,25
Ce qui fait pour la stromeyérine pure. 3,25
46. Sulfure d'antimoine, plomb et cuivre (bournonite cristallisée). . . 5,50
47. Bournonite compacte. 11

Arséniures.

48. Cobalt arsenical octaédrique. . . 170
49. Nickel arsenical. 470
50. Speiss cristallisé en plaques larges, souvent disposées en trémie, et

	présentant des octaèdres creux à l'intérieur.	500	
51.	Speiss compacte appartenant à la même masse que le speiss cristallisé.	484	
52.	Arséniure d'antimoine d'Allemont.	100	

Sulfarséniures et sulfantimoniures.

53.	Mispickel en masse fibreuse. . . .	0,50	
54.	Mispickel de Saxe cristallisé en prismes rhomboïdaux.	1,50	
55.	Mispickel compacte de Maupas. . . .	2,50	
56.	Mispickel cristallisé d'Utö.	17,50	
57.	Cuivre gris antimonifère du Banat.	4	
58.	Cuivre gris de Sainte-Marie-aux-Mines.	6	
59.	Cuivre gris (panabase) du Mexique.	11	
60.	Cuivre gris arsénifère et antimonifère de la Mouzaïa.	18	
61.	Cobalt gris de Tunaberg.	0,50	douteux.
62.	Cobalt gris de Sukuterd cristallisé en octaèdres modifiés présentant les clivages du cube.	0,50	*id.*
63.	Cobalt gris d'Håkansboda en Néricie, cristallisé en dodécaèdre pentagonal.	0,50	*id.*
64.	Nickel gris de Schneeberg.	440	

Rapport entre l'état électrochimique des métaux et la faculté décomposante de leurs sulfures.

Si l'on considère la série des sulfures simples, on voit que la faculté de décomposition a quelque rapport avec l'état électro-chimique des métaux. En effet, cette faculté est plus prononcée dans les sulfures de métaux électro-positifs que dans les sulfures électro-négatifs. La galene, la blende, les sulfures de cadmium, de cobalt, de nickel présentent des nombres (un cas excepté) dont le maximum est 14 et le minimum 3. Les sulfures de bismuth, étain, antimoine, molybdène, mercure donnent pour maximum 3,50 et pour minimum 0,001. Les chiffres plus élevés que

l'acide azotique, on pourra doser le chlore par les moyens ordinaires.

Expériences relatives à des métaux dont les oxydes sont insolubles dans l'ammoniaque.

Si l'on expérimente avec des sulfures dont les métaux une fois oxydés sont insolubles dans l'ammoniaque, c'est dans la masse du sulfure même qu'il faudra chercher la preuve de la décomposition. De la galène qui a été en contact avec de l'ammoniaque chloro-argentifère abandonne de l'oxyde de plomb à l'acide acétique faible : ce qui prouve bien que le chlorure d'argent et le sulfure de plomb ont réciproquement échangé leur élément électro-négatif; le chlorure de plomb qui est résulté de cet échange a été à son tour décomposé par l'ammoniaque, d'où il est résulté de l'oxyde de plomb insoluble dans ce réactif.

Expériences sur les sulfures multimoléculaires.

Le fait de la double décomposition pour ce qui concerne les simples sulfures bimoléculaires nous semble donc suffisamment démontré. Quant aux sulfures susceptibles d'être réduits à un degré inférieur de sulfuration, et contenant plusieurs molécules de soufre, les choses peuvent se passer autrement, et, suivant les circonstances, d'une manière plus ou moins complexe.

Bisulfure d'étain (or massif).

Nous prendrons l'or mussif ou bisulfure d'étain (SnS^2) comme premier objet de notre démonstration. Il y a un fait très-facile à vérifier : si l'on abandonne dans l'obscurité pendant longtemps un mélange d'eau, de chlorure d'argent et d'or mussif bien lavé, on verra que celui-ci devient noir et que l'eau devient très-acide, sans contenir cependant une quantité sensible de chlorure d'étain. Cela indique déjà que le chlorure d'argent se décompose, mais sans réagir sur le sulfure par voie de double décomposition. Si l'on se livre à des recherches plus approfondies, on verra que le

bisulfure se transforme en protosulfure, et dans le même temps il y a production de sulfure d'argent. L'or mussif noirci par l'ammoniaque chloro-argentique reprend immédiatement sa couleur jaune si on le met en contact pendant quelques minutes avec l'acide chlorhydrique concentré, et dans la liqueur acide on trouve de l'étain comme on trouve du chlorure d'argent dans la partie insoluble. Cette expérience prouve donc que la matière noire dont se recouvre l'or mussif par son contact avec le chlorure d'argent est formée de sulfure d'argent et de protosulfure d'étain; d'où il faut conclure que la faculté de décomposition de certains sulfures peut s'exercer par voie de réduction : dans ce cas sont ceux qui descendent à un degré inférieur de sulfuration, en cédant une partie de leur soufre à l'argent du chlorure.

Le bisulfure d'étain est réduit au contact du chlorure d'argent.

Relativement aux sulfures qui peuvent passer à un degré supérieur, en abandonnant une portion de leur métal, il se manifeste aussi un phénomène de réduction, mais c'est alors l'argent du chlorure qui est ramené à l'état métallique. Le protosulfure de cuivre va nous en donner la preuve.

Sulfures susceptibles de passer à un degré supérieur de sulfuration.

0g,100 de cuivre sulfuré naturel, dépouillé préalablement, par l'ammoniaque, des traces d'oxyde qui le recouvrent, ont été mêlés à deux fois ce poids de chlorure d'argent, et le mélange a été agité pendant quelques minutes dans de l'ammoniaque. La liqueur était devenue d'un bleu intense, tandis que la portion solide avait pris un aspect blanchâtre et avait augmenté considérablement de volume. Nous avons jeté la masse sur un filtre; dans le liquide filtré on a constaté la présence de l'acide chlorhydrique, celle du cuivre étant déjà établie

Cuivre sulfuré naturel (protosulfure).

à la simple vue. La matière restée sur le filtre était un mélange d'argent métallique, de gangue, de sulfure d'argent et de minéral non attaqué.

Cette expérience nous semble prouver que le protosulfure de cuivre décompose le chlorure d'argent, en mettant à nu une partie du métal et en sulfurant l'autre, tandis que le cuivre passe dans l'ammoniaque à l'état de chlorure. La décomposition du chlorure d'argent par le protosulfure de cuivre présente donc un cas de double décomposition et de réduction tout à la fois, qui est exprimé par la formule suivante :



$$Ag^2Cl^2 + Cu^2S = Ag + AgS + Cu^2Cl^2.$$

L'insolubilité du sulfure de cuivre empêche-t-elle la décomposition totale?

Comme pour le cas spécial du protosulfure de cuivre, le phénomène se réalise dans des limites très-étendues; nous avons examiné si la condition d'insolubilité d'une des deux substances agissantes ne pourrait pas, dans le cas actuel, retarder la décomposition totale des masses.

Nous avons dissous dans l'ammoniaque $0^g,361$ de chlorure d'argent (2 atomes), et nous avons introduit dans la dissolution $0^g,100$ (1 atome) de protosulfure de cuivre pur, préparé par voie sèche. On a agité le mélange et on l'a jeté sur un filtre : la liqueur filtrée contenait encore $0^g,024$ de chlorure d'argent. Ce qui restait sur le filtre (mélange d'argent et de sulfure d'argent) pesait $0^g,250$; sa dissolution nitrique renfermait un peu de cuivre. La quantité de chlorure d'argent restée dans l'ammoniaque indique que 1/60 du minéral avait échappé à l'action ; ce qu'on conçoit facilement lorsqu'on remarque que l'argent très-divisé, formant éponge, peut envelopper une portion du minéral et le sous-

traire ainsi à toute action. D'un autre côté, le produit solide de la réaction aurait dû peser, d'après le calcul, 0g,272, et il n'a pesé que 0g,250 : en ajoutant à ce dernier nombre la quantité qui correspond à la portion du minéral échappé à la décomposition, laquelle quantité est 0g,01632, on aurait 0g,26632 ; d'où il résulte que le calcul indique 272,00, et que l'expérience donne 266,32.

On peut donc conclure que la réaction entre le chlorure d'argent dissous et le protosulfure de cuivre solide est aussi nette et presqu'aussi prompte que si elle s'exerçait entre deux proportions atomiques de substances liquides ; mais, à part cette propriété remarquable et si évidente du protosulfure de cuivre, toujours est-il que d'après la manière d'agir de ce minéral on peut admettre que s'il y a des sulfures qui décomposent le chlorure d'argent en passant eux-mêmes à un degré inférieur de sulfuration, de même il y en a qui passent à un degré supérieur en réduisant une partie du chlorure d'argent et en décomposant une autre partie par un double échange. **Netteté de la réaction entre le chlorure d'argent et le protosulfure de cuivre.**

En résumé, les modes d'action des sulfures métalliques sur le chlorure d'argent semblent se réduire à trois : **Trois modes d'action des sulfures métalliques sur le chlorure d'argent.**

1° Double décomposition (les sulfures bi-moléculaires) :



$$RS + AgCl = AgS + RCl.$$

2° Réduction partielle du sulfure (les sulfures à plusieurs molécules de soufre) :



$$RS^2 + AgCl = AgS + RS + Cl.$$

3° Double décomposition et réduction du chlo-

rure d'argent (les sous-sulfures à deux molécules de métal) :



$$R^2S + Ag^2Cl^2 = Ag + AgS + R^2Cl^2.$$

Phénomènes relatifs aux arséniures et sulfarséniures.

Tout ce que nous venons d'établir relativement aux sulfures, nous le croyons applicable aux arséniures et aux sulfarséniures, sauf les modifications provenant du pouvoir réducteur propre à l'arsenic. Ainsi avons-nous remarqué un fait de double décomposition dans l'arséniure d'antimoine d'Allemont, qui décompose immédiatement son poids de chlorure d'argent, en prenant l'aspect et les caractères de l'arséniure de ce métal.

Arséniure d'antimoine.

Cobalt arsenical.

De même il nous a semblé voir un phénomène de réduction dans le cobalt arsenical octaédrique dont 100 parties décomposent 170 de chlorure d'argent et donnent un produit insoluble qui pèse le double de la matière employée. En effet, le cobalt arsenical octaédrique mis en contact avec de l'ammoniaque chloro-argentique et agité change d'aspect et de couleur ; l'ammoniaque ne contient point de cobalt, de nickel, ni de cuivre, mais elle contient de l'arsenic probablement à l'état d'acide arsénieux : le produit insoluble broyé un instant avec du mercure lui abandonne beaucoup d'argent, ce qui prouve la présence de l'argent métallique.

Réduction exercée par le cobalt arsenical sur le chlorure d'argent.

On conçoit d'ailleurs un phénomène de réduction de la part du cobalt arsenical, puisque cette substance renferme toujours plus d'arsenic qu'il n'en faut pour former avec le métal un arséniure correspondant au protoxyde.

L'échantillon sur lequel nous avons opéré renferme, d'après l'analyse que nous en avons faite, 65 p. 100 d'arsenic, et peut être représenté par

$FeAr^2 + 2CoAr^2 + 2CoAr$. Si l'on ramène par la pensée les biarséniures de la formule à l'état de proto-arséniure et si l'on suppose que la portion d'arsenic soustraite a été convertie en chlorure aux dépens du chlore combiné à l'argent, on trouve un accord remarquable entre les indications théoriques et les données de l'expérience. En retranchant 3 atomes d'arsenic de la formule précédente pour les combiner au chlore provenant de 9 atomes de chlorure d'argent, on trouve que 100 parties de minéral auraient dû en réduire 172 de chlorure d'argent : l'expérience a prouvé qu'elles en réduisent 170. De plus, nous avons dit plus haut que 100 parties de cobalt arsenical d'Allemont doublent de poids en décomposant 170 parties de chlorure d'argent ; or la théorie indique précisément ce résultat. En effet, l'atome de la formule

$FeAr^2 + 2CoAr^2 + 2CoAr$, est égal à. .	9324
3 atomes d'arsenic. . . . . =	2842
9 atomes d'argent. . . . . =	12150
mais (9324 — 2842) + 12150. . . . =	18632

d'où l'on conclut que théoriquement 9324 parties de cobalt arsenical doivent, en agissant sur le chlorure d'argent, se transformer en 18632 ; mais 100 de minéral sont devenus 200 suivant l'expérience : ainsi, dans les deux cas, on trouve le rapport de 1 à 2.

Réduction du chlorure d'argent par le nickel arsenical.

L'exemple le plus remarquable d'une réduction complète nous est donné par le nickel arsenical. Cette matière, réduite en poudre et agitée dans une dissolution ammoniacale chloro-argentique, fait naître presque immédiatement un dépôt abondant de paillettes miroitantes d'un blanc sale, et la liqueur devient d'un bleu pourpre.

Les paillettes lavées, desséchées et mises en contact avec du mercure s'y dissolvent, en donnant de la consistance au métal liquide sans lui ôter de son éclat : c'est à peine si quelques grains de gangue restent à nu. La faculté décomposante de ce minéral a été trouvée égale à 470 ; or en supposant qu'il ait la formule $NiAs^2$, et qu'il agisse sur le chlorure d'argent par voie de réduction en donnant naissance à du chlorure de nickel ($NiCl$) et à du chlorure d'arsenic ($AsCl^3$), on devrait trouver 559. La différence semblerait notable si on ne songeait pas que cette matière naturelle renferme de la gangue et du cuivre. Quoi qu'il en soit, il est incontestable que le nickel arsenical disparaît dans l'ammoniaque chloro-argentique, et qu'une grande quantité d'argent métallique est mise en liberté.

Nickel gris. La manière d'agir du mercure sur le dépôt déterminé par le contact du nickel arsenical et de l'ammoniaque chloro-argentique contraste avec la manière dont le métal se comporte au contact du dépôt déterminé dans les mêmes circonstances par le nickel gris de Schneeberg. Tandis que dans le premier cas le mercure tout en s'épaississant conserve son éclat, dans le second cas, il s'épaissit et devient terne, c'est-à-dire sa surface se recouvre d'une couche pulvérulente noire : cette poussière, soumise à des essais convenables, paraît être formée principalement de soufre et de nickel. On ne peut donc pas contester que l'action du nickel gris sur le chlorure d'argent ne soit réductrice, mais la décomposition n'est pas et ne peut pas être complète, vu que l'action paraît dévolue presque exclusivement à l'arsenic faisant partie constituante du nickel gris. La faculté de décom-

position trouvée par l'expérience est 440. Or le calcul donnerait 416, dans l'hypothèse où la formule du minerai serait $Ni^2 As^2 S^2$ et où l'action ne serait exercée que par As^2. Mais sans entrer dans aucune discussion à cet égard, nous ferons seulement observer qu'en agissant sur l'ammoniaque chloro-argentique, le nickel gris se décompose, détermine la mise en liberté d'argent métallique et d'une combinaison sulfurée de nickel, tandis que l'arsenic disparaît complétement à l'état de chlorure.

La décomposition paraît due presque exclusivement à l'arsenic contenu dans le nickel gris.

A côté de ces exemples si remarquables de décomposition immédiate, on est frappé de l'inertie du cobalt gris. Nous en avons essayé trois échantillons, et tous les trois n'ont donné que des signes très-incertains de cette faculté, si prompte et si prononcée dans le nickel gris; et ces indices si faibles sont dus peut-être à la présence d'une petite quantité d'un composé cuivrique; car la dissolution ammoniacale de chlorure d'argent prend une légère teinte bleuâtre dès qu'elle est mise en contact avec le minéral.

Cobalt gris.

Nous doutons que dans ce cas on puisse invoquer la cohésion de la substance pour expliquer cette inertie : une pareille cause peut être légitimement invoquée lorsqu'il s'agit de double décomposition, mais pourra-t-on en faire autant lorsqu'il s'agit de réduction ? Y a-t-il un exemple dans lequel l'état de cohésion d'un métal empêche la précipitation d'un autre métal? Nous savons que quelques métaux capables de précipiter l'argent de ses dissolutions acides ne le précipitent pas dans les dissolutions ammoniacales : nous savons de plus que certains métaux qui précipitent l'argent ammoniacal deviennent inertes s'ils se trouvent alliés à des métaux natu-

Remarques sur les causes de l'inertie du cobalt gris.

rellement inertes : ainsi nous avons observé que l'étain, l'antimoine et le bismuth peuvent séjourner un temps indéfini dans de l'ammoniaque chloro-argentique sans perdre de leur éclat et sans donner le moindre indice d'action : nous avons également observé la passivité la plus complète dans l'alliage fusible dont le plomb, métal non passif, fait partie constituante; mais le cobalt gris ne renferme pas un seul élément qui ne puisse isolément décomposer le chlorure d'argent ammoniacal; car celui-ci est décomposé par l'arsenic, le cobalt, le soufre, ainsi que par l'arséniure de cobalt et le sulfure d'arsenic.

Le cobalt gris n'exerce aucune action sur une dissolution de nitrate d'argent.

Même en admettant que l'inertie du cobalt gris soit la conséquence de l'état de combinaison de ses différents éléments vis-à-vis d'une dissolution alcaline, il est toujours remarquable de voir que cette combinaison est également inerte vis-à-vis d'une dissolution neutre. Si l'étain, le bismuth, l'antimoine ne précipitent pas l'argent d'une dissolution ammoniacale, ils le précipitent lorsqu'il est à l'état de nitrate. Nous avons constaté que tous les corps (certains mispickels entre autres) n'ayant pas d'action notable sur l'ammoniaque chloro-argentique en ont une prompte et prononcée sur le nitrate d'argent. Les simples sulfures mêmes, (le cinabre, par exemple), n'échappent pas à cette règle : mais le cobalt gris laissé en contact pendant vingt-quatre heures avec une dissolution de nitrate d'argent n'a donné aucun indice d'altération, et cependant ce sel est décomposé par tous les éléments du cobalt gris sans en excepter le soufre. Ce minéral présente donc une singularité qui devient encore plus frappante si l'on se souvient que le nickel gris dans les mêmes circon-

stances présente une forte faculté de décomposition.

Cette singularité peut être placée à côté de celle que présente le fer dans les mêmes circonstances que le cobalt gris. Il y a soixante ans, Keir a publié ce fait que le fer devient passif dans une dissolution de nitrate d'argent, si bien que les premières portions d'argent précipitées au début du contact se dissolvent de nouveau, et le fer reprend son éclat. De notre côté, nous avons vu que le fer, plongé dans une dissolution argentique ammoniacale, détermine immédiatement une très-légère précipitation d'argent métallique, et puis l'action s'arrête de suite. Le fer est donc doublement passif, car il l'est également vis-à-vis d'une dissolution alcaline et d'une dissolution neutre. A ce titre, il se comporte comme le cobalt. Du reste, ces bizarreries apparentes deviennent explicables si l'on a recours aux lois de l'électrochimie qui ont été si bien étudiées par M. Becquerel.

Analogie dans la manière de se comporter du fer métallique et du cobalt gris.

Néanmoins, d'après les faits que nous avons exposés plus haut, il nous semble que la décomposition du chlorure d'argent par les arséniures et les sulfarséniures se produit en général d'après les mêmes règles que celle effectuée par les *sulfures*.

Arrivons maintenant à la seconde question: *pourquoi les limites d'action sont-elles en général restreintes et variables pour la même espèce?*

On est porté tout d'abord à expliquer la différence que des échantillons de la même espèce offrent dans leur faculté de décomposition, en admettant qu'ils ne sont pas également purs. Mais si l'on examine les faits de près, on reste bientôt con-

Peut-on attribuer à des impuretés les différences que présente le pouvoir décomposant des minéraux d'une même espèce?

vaincu que cette considération ne donne pas toujours l'explication du phénomène, et que souvent même il est impossible d'invoquer une telle influence. Dans la série des galènes, par exemple, on trouve que la galène artificielle et celle d'Huelgoat sont douées de la même faculté de décomposition, tandis que celle de la galène cubique de Freyberg est une fois et demie plus forte. Or les deux galènes d'Huelgoat et de Freyberg renferment à très-peu de chose près les mêmes impuretés, qui consistent dans des quantités à peine sensibles de sulfures de cuivre, de zinc et de fer : elles contiennent aussi du sulfure d'argent et la seconde plus que la première, mais il sera difficile d'admettre que le sulfure d'argent puisse agir sur le chlorure du même métal : il est également peu supposable que, dans un cas, la présence d'une quantité minime de sulfures étrangers puisse ne pas exercer d'influence sensible, tandis que dans un autre cas ce serait le contraire qui aurait lieu.

Observations relatives aux galènes.

Blendes.

Nous pouvons faire la même observation pour les blendes. Le sulfure de zinc artificiel a une faculté de décomposition représentée par 3 ; il en est de même pour la blende de Kongsberg dont nous avons constaté l'extrême pureté : cet accord paraît significatif; mais si l'on analyse la blende de Saxe dont la faculté de décomposition est 1, on lui trouve la composition suivante :

Oxyde de fer, provenant probablement du sulfure	0,6
Sulfures de cadmium et de plomb	0,8
Gangue	0,4
Sulfure de zinc et perte	98,2
	100,00

Ces deux centièmes d'impuretés ne peuvent pas

occasionner une différence de deux tiers en moins dans la faculté de décomposition, d'autant mieux que plus de la moitié de ces impuretés devrait tendre à l'augmenter.

Compositions de deux blendes de Pontpéan.

Si, au lieu de considérer une blende à faculté faible, on en considère une à faculté forte, on arrivera encore à la même conclusion. Voici les analyses complètes des blendes, fibreuse et lamelleuse, de Pontpéan; leurs facultés de décomposition sont identiques :

	Blende lamellaire.	Blende fibreuse.
Zinc.	55,00	60,41
Soufre.	29,18	33,54
Fer.	2,03	3,34
Fer oxydé.	5,51	—
Argent.	traces	0,20
Cadmium.	tr.	0,39
Manganèse.	tr.	—
Arsenic.	tr.	tr.
Gangue.	7,93	0,50
Humidité.	—	1,02
Perte.	0,35	2,40
	100,00	100,00

On remarque dans ces deux blendes de l'arsenic, du cadmium et du fer : mais tous ces corps étrangers pris ensemble ne peuvent pas rendre compte de la différence des deux tiers entre la faculté de décomposition de la blende pure de Kongsberg et celle des blendes de Pontpéan : en outre la blende fibreuse diffère notablement par la proportion de ses éléments de la blende lamelleuse, et cependant leur faculté de décomposition est identique. Si donc on se bornait à prendre en considération la pureté des substances minérales, on rencontrerait des anomalies difficiles à expliquer.

Nous croyons cependant que si la considération

Voici les densités déterminées sur différents échantillons à la température de + 15 centig.

1. Vermillon de Chine récemment sublimé. . . . 8,147
2. Cinabre provenant de la sublimation de bisulfure de mercure préparé par double décomposition. 8,172
3. Cinabre très-vieux provenant d'une des plus anciennes pharmacies de Rennes. 7,967
4. Cinabre provenant d'une collection très-ancienne de Paris. 7,986
5. Cinabre donné par un droguiste de Rennes comme étant très-ancien. 7,725
6. Cinabre de provenance inconnue. 7,654

Probablement une modification moléculaire se produit à la longue dans le cinabre artificiel.

En comparant les densités des deux cinabres récemment préparés à celles des cinabres anciens, on voit que les premières sont beaucoup plus fortes que les secondes. Si des observations ultérieures venaient confirmer cette coïncidence, l'hypothèse d'un mouvement dimorphique dans les molécules du cinabre pourrait acquérir de la consistance.

D'après la liste que nous venons de donner, on voit que l'échantillon n° 5 a une densité qui se rapproche de celle du n° 6, et cependant nous ne lui avons pas trouvé de faculté de décomposition comme à ce dernier; ce qui pourrait faire croire qu'elle est assez faible pour échaper à nos moyens d'investigation.

Quoi qu'il en soit, sans vouloir tirer des conclusions positives, nous ferons observer que sur six échantillons le seul doué d'une faculté de décomposition appréciable est aussi celui qui est doué d'une densité relativement très-faible.

Discussion relative aux blendes.

Nous allons prouver que la densité peut ne pas être toujours la principale cause des variations qui nous occupent, et si elle semble jouer un rôle en ce

qui concerne les pyrites de fer et les cinabres, on ne doit pas lui attribuer la cause des différences que présentent les blendes soumises à nos essais.

Voici le tableau des densités de quelques blendes et de leur faculté de décomposition.

Nom de la blende.	Densité.	Faculté de décomposition.
1. Blende cristallisé de Saxe. . .	4,030	1
2. Blende pure de Kongsberg. .	4,023	3
3. Blende fibreuse de Pontpéan.	3,919	5
4. Blende lamelleuse de Pontpéan	3,791	5

Les deux blendes de Saxe et de Kongsberg (cette dernière très-pure, l'autre ne renfermant que 0,02 d'impuretés) ont à peu près la même densité, et cependant leur faculté de décomposition est notablement différente; ce qui donne lieu de penser que la structure physique pourrait aussi exercer une certaine influence. Quant aux deux blendes fibreuse et lamellaire, l'influence de la structure peut encore être invoquée, non pas pour rendre compte des différences mais pour faire concevoir des identités apparentes que les circonstances semblent repousser, et qui résultent probablement de coïncidences accidentelles. Les différences de densité de composition et de forme entre deux blendes devraient faire supposer une différence entre leurs facultés respectives de décomposition : il n'en est rien cependant dans le cas des deux blendes de Pontpéan. Ne pourrait-on pas croire que, dans cette circonstance particulière, l'influence de la structure peut balancer les influences contraires dues à la composition et à la densité, et que par cette espèce de compensation, les deux facultés de décomposition se rapprochent au point de se confondre?

Discussion relative aux cuivres pyriteux et panachés.

Les pyrites de cuivre vont nous démontrer que la différence de composition peut, dans certains cas, contribuer d'une manière évidente à faire concevoir le phénomène qui nous occupe (1). Dans la série des cuivres pyriteux et panachés on trouve des différences notables. Tandis que la faculté de décomposition est égale à 9 pour celui de Kaafiord, on trouve qu'elle est égale à 120 pour celui d'Åreskuttan, et à 180 pour celui de Tunaberg. Nous avons analysé ces trois sulfures et voici les résultats obtenus :

---

(1) Toutes les pyrites de cuivre changent de couleur sous l'influence de l'ammoniaque chloroargentique; à mesure que l'action se prolonge, les colorations se modifient et leur intensité augmente au point que, suivant la durée, ou bien encore suivant la quantité de chlorure d'argent dissous, on peut obtenir une série de couleurs à partir des nuances les plus tendres jusqu'au bleu indigo. Cette observation nous a suggéré l'idée de donner l'aspect des cuivres panachés aux pyrites cuivreuses ordinaires. Nous avons en effet réussi en suspendant des morceaux de pyrite dans de l'ammoniaque dont chaque centimètre cube renfermait un milligramme de chlorure d'argent. Quelques échantillons se sont magnifiquement irisés au bout d'une heure environ, quelques autres au bout de plusieurs heures, mais dans tous les cas nous avons réussi à obtenir des cuivres artificiellement panachés et doués des nuances les plus riches.

Des savants ont pensé que l'irisation des pyrites est due à une oxydation superficielle. Nous avons lieu de croire que cette cause n'est pas unique. Le fait que nous venons de citer peut prouver au besoin que la précipitation d'un voile de sulfure d'argent et d'argent métallique peut occasionner également l'irisation des pyrites; et il ne faut pas croire que la présence de l'ammoniaque joue, dans le phénomène que nous reproduisons artificiellement, un rôle autre que celui de dissolvant : en effet, après nous être assurés, par une expérience directe et comparative, que l'ammoniaque non argentifère n'exerçait aucune action sur la même py-

	Kaafiord.	Areskuttan.	Tunaberg.
Fer.	28,51	18,92	11,08
Cuivre. . .	32,73	41,00	49,49
Soufre. . . .	38,76	30,17	34,71
Gangue. . .		9,91	4,72
	100,00	100,00	100,00

Si l'on transforme le fer et le cuivre en protosulfures on aura :

	Kaafiord.	Areskuttan.	Tunaberg.
Sulfure de fer (FeS). . .	45,33	30,08	17,61
Sulfure de cuivre (Cu^2S).	41,05	51,42	62,55
Soufre en excès.	13,62	8,59	15,12
Gangue.	»	9,91	4,72
	100,00	100,00	100,00

---

rite à laquelle nous donnions l'aspect panaché, nous avons constaté que l'irisation peut avoir également lieu sans l'intervention de l'ammoniaque ou de tout autre dissolvant. Quelques fragments de pyrite cuivreuse furent plongés dans une bouillie composée d'eau et de chlorure d'argent : de temps en temps on regardait si l'aspect du minéral avait changé. Au bout de quatre mois, n'ayant remarqué rien d'extraordinaire, on se décida à abandonner l'expérience, lorsqu'une circonstance imprévue révéla tout à coup le fait que l'on cherchait. Après avoir enlevé les fragments de pyrite et les avoir essuyés avec du papier joseph, on les vit se parer instantanément d'une superbe irisation et se convertir ainsi, en apparence du moins, en beau cuivre panaché. Quoique nous n'ayons pas cherché à expliquer la soudaine apparition des couleurs, nous ne sommes pas restés moins convaincus que ce phénomène peut se réaliser sous l'influence seule du chlorure d'argent et de l'eau. Pour nous assurer que l'acide chlorhydrique qui se forme toujours dans l'eau tenant en suspension du chlorure d'argent ne joue aucun rôle dans tout ceci, nous avons plongé des fragments de la même pyrite dans de l'eau légèrement aiguisée par de l'acide chlorhydrique : après quatre mois nous n'avons rien remarqué qui ait pu nous faire croire à une influence quelconque de la part de cet acide.

Variations du pouvoir décomposant suivant qu'il y a plus ou moins de cuivre.

Ainsi, sans qu'il y ait proportionnalité (1), on voit que plus il y a de sulfure de fer, moins est forte la faculté de décomposition, et que cette faculté est d'autant plus prononcée que la quantité relative de sulfure de cuivre augmente.

---

(1) Ce manque de proportionnalité fait penser que la constitution des cuivres panachés est encore plus complexe qu'on ne le croit. Ces trois échantillons chauffés en vase clos abandonnent du soufre; d'un autre côté l'analyse en signale un excès sur les protosulfures métalliques, ce qui prouve que les cuivre panachés ne sont pas toujours des assemblages de deux protosulfures, ainsi que la plus grande partie des formules l'indique. L'échantillon de Kaafiord est irisé et offre les caractères extérieurs d'un cuivre panaché; cependant il n'est pas plus riche en cuivre que la pyrite cuivreuse ordinaire dont il ne diffère que par la présence d'un peu plus de soufre et d'un peu moins de fer. Il est à remarquer que la faculté de décomposition de la pyrite de cuivre et des cuivres panachés peu riches en cuivre, est beaucoup moindre qu'elle ne le serait si le protosulfure de cuivre agissait comme s'il était libre: en effet, dans le cas du cuivre panaché de Kaafiord, si le protosulfure de cuivre agissait comme celui qui figure sur la liste générale sous le nº 33, il devrait, au lieu de 9, décomposer environ 80 de chlorure d'argent; d'un autre côté, l'immense différence qui existe entre les facultés décomposantes de ces trois échantillons fait croire que si le protosulfure de cuivre est réellement partie constituante des cuivres panachés, il s'y trouve à la fois à l'état de mélange et de combinaison; suivant que l'un des deux états domine, la faculté de décomposition est plus ou moins prononcée. La composition de la pyrite cuivreuse n'est pas envisagée de la même manière par tous les minéralogistes; MM. Phillips et Dufrénoy la considèrent comme formée d'un atome de protosulfure de fer FeS et un de deutosulfure de cuivre CuS. D'un autre côté, M. H. Rose la regarda comme contenant un atome de sesquisulfure de fer Fe^2S^3 et un de protosulfure de cuivre Cu^2S. La question eût peut-être été éclaircie par la détermination du pouvoir décompo-

L'influence de la composition sur la faculté variable qu'ont certaines subtances de décomposer le chlorure d'argent ne saurait être révoquée en doute, et par l'ensemble des faits observés, nous croyons pouvoir conclure que la faculté de décom-

---

sant du deutosulfure de cuivre, mais nous ne l'avons pas entreprise à cause de l'instabilité de ce composé. Quant au fer sulfuré magnétique, les échantillons que nous avons entre lès mains sont fortement altérés par les dissolvants du chlorure d'argent.

Afin de jeter quelque jour sur la manière dont les cuivres panachés attaquent le chlorure d'argent, on a décomposé, au moyen du cuivre panaché de Kaafiord, $0^g,200$ chlorure d'argent et l'on a dosé le cuivre qui l'a remplacé dans l'ammoniaque. Si tout le chlorure avait été décomposé par le sulfure cuivrique, l'échange se serait opéré entre les deux métaux atome pour atome ; par conséquent 0,200 chlorure d'argent auraient dû correspondre à $0^g,055$ oxyde de cuivre; mais on en a trouvé seulement 0,027, ce qui prouve, dans le cas actuel, que ce n'est pas du protosulfure de cuivre seul qui décompose. D'un autre côté, si l'on agite du cuivre panaché saturé de chlorure d'argent avec un peu d'acide oxalique étendu, on enlève une quantité notable d'oxyde de fer sans acide sulfurique, ce qui indique que la portion de sulfure de fer dont se compose le cuivre panaché prend part à la décomposition du chlorure d'argent.

Nous avons voulu doser le fer qui devient libre dans l'acte de la décomposition du chlorure d'argent, et pour cela nous avons tenu compte de l'oxyde de fer que l'acide oxalique enlève naturellement au cuivre panaché sur lequel nous avons opéré: par conséquent nous avons pesé deux portions égales de cuivre panaché de Kaafiord, dont une a été mise en contact avec $0^g,300$ de chlorure d'argent, proportion moindre que celle qui aurait été nécessaire pour une complète saturation; ensuite nous les avons traitées toutes les deux par une égale quantité d'acide oxalique pur, à une température qui n'a pas dépassé 80° c. Les deux liqueurs, après avoir bouilli quelques minutes avec l'acide nitrique, ont été décomposées par un excès

position des sulfures, arséniures, etc., etc., peut être modifiée par la densité, l'état de pureté, la

---

d'ammoniaque. L'oxyde de fer donné par la portion qui n'avait pas été en contact avec le chlorure d'argent pesait 0,0265, et celui qui provenait du cuivre panaché rendu argentifère pesait 0g,0500. La différence est égale à 0g,0235. En supposant que le quart du chlorure d'argent ait dû être décomposé par le fer faisant partie constituante du minéral, la quantité d'oxide de fer rendu libre aurait dû s'élever à 0g,0205. Ce raprochement nous permet de conclure, avec toute réserve, que dans le cas du cuivre panaché de Kaafiord, la moitié de l'argent est précipitée par du cuivre, un quart par du fer et un quart par du soufre. Ou, en d'autres termes, la moitié d'une molécule de chlorure d'argent est atomiquement décomposée par le protosulfure de cuivre et l'autre moitié est décomposée par du bisulfure de fer. Nous ferons remarquer d'ailleurs que les cuivres panachés sur lesquels on a fait ces expériences n'étant pas cristallisés, mais compactes, peuvent être envisagés comme des mélanges de sulfure de fer avec du cuivre pyriteux et de la phillipsite ou cuivre panaché atomique ($FeS+2Cu^2S$) : il eût été intéressant de déterminer le pouvoir décomposant de la phillipsite cristallisée, mais nous n'en avions pas à notre disposition. Quant à la constatation de l'argent métallique dans le produit de la décomposition du chlorure d'argent par les cuivres panachés, nous l'avons réalisée de la manière suivante :

Nous avons pris une quantité connue de cuivre panaché saturé de chlorure d'argent; dans le même temps nous avons pris une quantité de galène artificielle également saturée, mais de telle sorte que les deux masses continssent les mêmes quantités d'argent; ensuite nous les avons soumises à une rotation d'une heure avec la même quantité de mercure. Le cuivre panaché a cédé au mercure une quantité considérable d'argent, tandis que la galène en a cédé à peine des traces. Nous concluons donc que, dans le cuivre panaché, l'argent dont il s'enrichit par l'ammoniaque chloroargentifère n'est pas seulement à l'état de sulfure comme s'il s'agissait de galène ou de tout autre sulfure ne pouvant décomposer le chlorure d'argent que par double décomposition.

composition, l'état moléculaire et la structure de la matière.

Causes qui limitent l'action exercée par certaines substances sur le chlorure d'argent.

Nous devons maintenant considérer les causes qui dans la plus grande partie des cas restreignent les limites de l'action exercée par certaines substances sur le chlorure d'argent. Il n'est pas facile par exemple d'expliquer pourquoi 100 parties de protosulfure de cuivre artificiel décomposent 360 parties de chlorure d'argent, c'est-à-dire un atome pour deux, tandis que 100 parties de sulfure de plomb artificiel n'en décomposent au contraire que 5 c'est-à-dire la vingt-quatrième partie de ce qui devrait l'être si l'action était complète et se passait entre atome et atome.

L'action des sulfures est généralement plus prononcée dans les cas de réduction que dans ceux de double décomposition.

En général la décomposition est rapide et presque instantanée, et si elle continue, c'est d'une manière si lente qu'elle échappe à l'appréciation. Il faut observer que lorsqu'il y a double décomposition, l'action est limitée; elle est complète au contraire, ou du moins elle est très-prononcée lorsqu'il y a des phénomènes de réduction. Si l'on consulte la liste générale, on verra que les chiffres les plus élevés appartiennent aux substances qui semblent décomposer le chlorure d'argent par suite d'une action réductrice. Ainsi le cobalt arsenical, l'arséniure d'antimoine, le sulfure de cuivre, quelques cuivres panachés, l'or mussif (substances qui agissent par réduction) présentent des chiffres bien autrement élevés que les sulfures de zinc, de plomb, de fer, de mercure, d'antimoine, etc., etc.; qui agissent par double décomposition. Cette circonstance nous fait supposer que, lorsque dans nos expériences il se forme du sulfure d'argent par double décomposition, il adhère si bien à la surface du miné-

ral, que celui-ci en est recouvert comme par un vernis; dès lors l'action s'arrête, puisqu'il n'y a plus de contact entre les matières agissantes : enlève-t-on ce vernis, l'action recommence. Dans le cas où l'argent est précipité à l'état métallique ou bien encore à l'état de sulfure ou d'arséniure, mais dans des circonstances où il ne pourra pas contracter une forte adhérence, rien n'empêchera que l'action ne continue puisque le contact ne cesse pas d'avoir lieu.

Quelquefois l'action des sulfures peut être arrêtée par l'influence contraire des produits de la double décomposition.

A cette cause d'arrêt il faut ajouter l'action contraire des produits qui se forment par suite de la double décomposition : si le sulfure de cadmium, par exemple, décompose le chlorure d'argent, il n'y a pas de raison pour que dans certaines circonstances le sulfure d'argent ne décompose le chlorure de cadmium : bref, pour ce qui concerne l'action réciproque des sulfures métalliques et du chlorure d'argent dissous dans l'ammoniaque, il doit y avoir de l'analogie avec ce qui se passe lors de l'action réciproque de deux sels dont un est insoluble.

D'après tous ces faits nous croyons pouvoir conclure :

Conclusions générales.

1° Que les sulfures, arséniures et sulfarséniures métalliques décomposent le chlorure d'argent;

2° Que le mode de décomposition peut, suivant les circonstances prendre les trois formes suivantes : *Double décomposition*, *réduction*, *double décomposition et réduction*;

3° Que cette faculté des sulfures et arséniures varie suivant les différences de formes cristallines, de composition, de densité, et de cohésion.

Expériences relatives au bromure d'argent.

Bien persuadés que l'action des sulfures sur le chlorure d'argent est liée avec l'état de leur sur-

face, et que du reste, tout se passe suivant les lois ordinaires de la chimie ; sauf l'atteinte portée à l'ancien aphorisme *corpora non agunt nisi soluta*, nous avons prévu que le bromure d'argent, et peut-être même l'iodure subiraient, toute proportion gardée, une décomposition aussi forte que le chlorure.

L'expérience nous ayant démontré que nos prévisions étaient fausses pour ce qui concerne l'iodure, mais très-justes pour le bromure, nous nous limiterons à exposer nos recherches sur ce dernier point.

Les substances sur lesquelles nous avons expérimenté, sont les sulfures artificiels de plomb, de cadmium, de cobalt, de nickel, et l'or mussif. Nous avons opéré sur des produits artificiels, parce que, tenant à constater la proportionnalité de l'action, nous avons voulu être certains de la pureté et de l'identité des échantillons, ce que nous n'aurions pu faire en opérant sur des matières naturelles.

Le bromure d'argent étant soluble dans l'ammoniaque, nous avons précisément suivi le même procédé que pour le chlorure d'argent, à cela près que dans nos premières expériences, le contact des matières était continué pendant dix-huit heures. Pour les essais faits sur le bromure, le contact a été prolongé à quarante-huit heures, vu que l'ancienne limite de temps ne suffisait pas à l'épuisement de l'action. Quant au reste, la méthode a été identique.

Voici le tableau des résultats auxquels nous joignons, pour simple souvenir, ceux obtenus avec le chlorure d'argent.

Résultats comparatifs obtenus avec le chlorure et le bromure d'argent.

sayés et pour donner une idée détaillée de la nature de l'action, nous allons inscrire à côté de chaque sulfure l'équation chimique qui exprime la série des phénomènes.

Protochlorure de mercure = Hg^2Cl

Cas de réduction.	
Bisulfure d'étain.	$SnS^2 + Hg^2Cl = HgCl + HgS + SnS$
Protosulfure de cuivre. . .	$Cu^2S + Hg^2Cl = 2Hg + CuCl + CuS$
Cas de double décomposition.	
Pyrite de fer.	$S^2Fe + Hg^2Cl = FeCl + 2HgS$
Cas de double décomposition et de réduction.	
Sulfure de cadmium. . . .	$CdS + Hg^2Cl = Hg + CdCl + HgS$
Sulfure de zinc.	$ZnS + Hg^2Cl = Hg + ZnCl + HgS$
Protosulfure d'étain. . . .	*Idem.*
Sulfure de cobalt.	*Idem.*
Sulfure de nickel.	*Idem.*
Sulfure de plomb.	*Idem.*
Sulfure d'arsenic.	$AsS^3 + 3Hg^2Cl = 3Hg + AsCl^3 + 3HgS$
Action nulle ou excessivement lente.	
Sulfure d'antimoine. . . .	»
Sulfure de bismuth. . . .	»
Pyrite de cuivre.	»
Sulfure d'argent.	»

Tendance générale des sulfures à décomposer les chlorures.

Tout ce qui précède semble donc établir que les sulfures ont une tendance à décomposer les chlorures; et que cette tendance se montre plus prononcée lorsque les chlorures leur sont présentés dans des circonstances propres à exciter les affinités. Il est inutile de dire que cette tendance des sulfures ne se manifeste pas seulement dans le cas du chlorure d'argent ou du calomel, mais qu'il en est de même, abstractions faites des limites de l'action, pour d'autres chlorures. Les sulfures de cadmium et de zinc décomposent facilement le chlorure de plomb sous l'influence de l'eau bouillante : les protosulfures de cuivre et d'étain décomposent, dans les mêmes circonstances, le bichlorure de mercure, tandis que le sulfure de cadmium fondu et l'or mussif ne le

décomposent pas, toutes choses égales d'ailleurs (1).

Nous n'avons pas poussé plus loin nos recherches pour les autres chlorures, car cela nous aurait éloignés de notre but. Nous voulions prouver le peu de probabilité que l'argent se trouve dans les sulfures métalliques sous la forme de chlorure : nous espérons y être parvenus au moyen de la constatation d'un phénomène qui avait passé inaperçu jusqu'à présent; et pour compléter les preuves, nous n'avons pas voulu nous limiter à des expériences par voie humide, mais nous en avons fait aussi quelques-unes par voie sèche : leurs résultats ont confirmé nos conclusions précédentes.

Expérience dans laquelle du chlorure d'argent fondu est mis en présence d'un sulfure métallique.

Le souvenir des lois de Berthollet conduit à prévoir ce qui arrivera si l'on expose à une haute température un mélange de chlorure d'argent et d'un sulfure métallique dont le chlorure correspondant est plus volatil que celui d'argent : il doit sans doute se former du sulfure de ce dernier métal et un chlorure qui s'en ira sous forme de vapeur. La prévision théorique a été réalisée par une expérience faite avec de la galène.

(1) Le sulfure de cadmium non cristallisé, ayant subi la température de 100° tout au plus, devient d'un rouge cinabre par le simple contact avec une dissolution de bichlorure de mercure; ensuite il noircit par l'ébullition. Cette différence d'action entre le sulfure de cadmium fondu et non fondu, rend évidente l'influence de l'état physique de la matière dans les réactions. Le chlorure d'argent va nous en donner un nouvel exemple. En broyant du sulfure de cadmium cristallisé et du chlorure d'argent pulvérulent avec de l'eau, la masse noircit, preuve évidente de la décomposition réciproque des deux agents; mais rien de pareil n'a lieu si le chlorure d'argent est cristallisé à son tour.

double chlorure d'argent et de sodium formé par un atome du premier, et quatre du second (1).

On a remarqué en outre que, depuis les bords de la capsule jusqu'à la couche de blende, les parois du creuset et les fragments de porcelaine étaient parsemés de globules d'argent; à partir de la couche de blende, jusqu'à l'ouverture du creuset, ni les parois ni les fragments ne manifestaient le moindre indice de réduction du chlorure métallique, et par conséquent on ne pouvait nulle part y découvrir le plus petit globule d'argent, si bien que le diaphragme formé par la blende constituait une véritable ligne de démarcation : d'un côté, réduction très-prononcée; de l'autre côté, néant. Déjà il est manifeste que le chlorure d'argent en traversant la blende a été saisi au passage et décomposé, ainsi que nous le verrons tout à l'heure.

Modifications éprouvées par la blende.

Voici dans quel état se trouvait la blende. Les fragments avaient conservé en général leur forme : une partie de leur surface était devenue jaunâtre et terne, l'autre partie était recouverte d'un très-léger enduit grisâtre et grenu possédant un léger éclat demi-métallique : l'intérieur avait

(1) Nous croyons qu'il s'agit d'un double chlorure, parce que cette matière, jetée dans de l'eau, se dissout en partie et laisse du chlorure d'argent très-floconneux. Si ce n'était qu'un mélange, pourquoi le chlorure d'argent n'aurait-il pas un autre aspect que celui qui lui est propre lorsqu'il est formé par voie humide? Ce supposé double chlorure se compose de $0^g,816$ chlorure d'argent, et de $1^g,363$ chlorure de sodium. Pour la formule Cl Ag + 4 Cl Na, il aurait fallu :

1 Cl Ag = $0^g,816$
4 Cl Na = $1^g,385$

conservé tous les caractères de la blende et n'offrait aucune espèce d'altération puisque la surface seule avait été modifiée: nous avons cherché si ce changement n'aurait pas été dû en partie à du chlorure d'argent qui s'y serait fixé; d'ailleurs nous nous étions bien aussi assurés, à l'aide du microscope, qu'il n'y avait pas de trace apparente d'argent métallique. Nous avons gratté une portion des fragments de blende, et la poussière qui en est résultée a été mise en contact avec de l'ammoniaque. Au bout de vingt-quatre heures on n'a pas trouvé dans ce liquide la moindre trace de chlorure d'argent. Cette même poussière a été bien lavée et traitée en suite par de l'acide nitrique; elle s'est dissoute en grande partie, et la dissolution renfermait des quantités très-sensibles d'argent. L'action de l'ammoniaque et de l'acide nitrique concourent à exclure la présence du chlorure d'argent; l'aspect et l'inspection microscopique excluent la présence de l'argent à l'état de métal; il est donc très-probable que ces points à éclat demi-métallique ne sont autre chose que du sulfure d'argent, fusible, comme on sait, à une température élevée. Enfin nous avons dosé l'argent contenu dans la blende qui avait servi à l'expérience, et nous l'avons trouvé quarante fois plus fort que celui contenu dans la même blende crue (1).

---

(1) Quatre grammes de blende crue ont donné un culot de plomb qui a laissé par la coupellation un bouton d'argent dont le poids a été trouvé égal à $0^g,0005$.

Quatre grammes de la même blende, après avoir été exposées à la vapeur de chlorure d'argent, ont donné un culot de plomb qui a laissé sur la coupelle un bouton d'argent du poids de $0^g,0200$.

Le sulfure de zinc et le chlorure d'argent ne peuvent exister à une température élevée.

Il nous semble que cette expérience est décisive pour ce qui concerne le résultat que nous voulions constater, et elle est remarquable à cause des phénomènes qui l'ont accompagnée. Cette décomposition, si nette que la vapeur de chlorure d'argent éprouve en traversant une couche de blende constitue une preuve péremptoire de l'impossibilité que le chlorure d'argent et le sulfure de zinc puissent coexister à une température élevée, et l'on en déduit la présomption très-fondée qu'il doit en être de même (sauf les différences dues aux inégalités d'énergies chimiques) pour beaucoup d'autres chlorures et d'autres sulfures.

Dispersion inégale de l'argent en globules au-dessous de la couche de blende.

Nous avons dit plus haut que les fragments de porcelaine formant la couche comprise entre le chlorure d'argent et le sulfure de zinc étaient parsemés de globules d'argent; nous ajouterons que la distribution de ces globules n'était pas uniforme. D'abord on en remarquait beaucoup plus à la périphérie qu'au centre; ce que nous avons attribué à la température plus élevée tout près des parois du creuset qu'à distance; ensuite la plus grande partie des globules se trouvait sur la cassure des fragments de porcelaine plutôt que sur la portion émaillée.

Autre expérience pour apprécier le pouvoir du quartz et du feldspath de décomposer le chlorure d'argent.

Cette remarque nous donna l'idée de rechercher quelle était, de toutes les matières qui avaient figuré dans notre expérience, celle qui avait déterminé principalement la décomposition du chlorure d'argent. Pour cela nous mîmes dans le fond d'un creuset une capsule en porcelaine contenant du chlorure d'argent et du sel marin; la capsule fut recouverte par un large tesson également en porcelaine; le creuset étant censé divisé en deux parties égales par un plan vertical, l'une des moi-

tiés fut remplie de feldspath concassé, et l'autre de fragments de quartz. Nous chauffâmes le creuset ainsi préparé pendant plusieurs heures, et nous trouvâmes que les parois intérieures, aussi bien que les fragments de quartz et de feldspath étaient parsemés de granules métalliques très-ténus; cependant la surface du quartz en présentait beaucoup moins : de là nous avons conclu qu'à une haute température le chlorure d'argent est plus facilement décomposé et réduit par les matières alumineuses et alcalifères que par la silice seule.

Précautions à prendre dans l'expérience.

Cette expérience semble très-facile à cause de sa simplicité; il n'en est rien cependant. D'abord on ne peut guère se passer de sel marin, car le chlorure d'argent seul exige une température très-élevée pour se volatiliser, et en outre sa volatilisation en vase clos est très-lente à cause de la faible tension de sa vapeur; d'où il résulte que d'un côté le feldspath se fritte, et d'un autre côté la réduction du chlorure d'argent ne s'effectue que sur une faible étendue; il est alors difficile d'en suivre la marche et d'en déterminer comparativement les modifications. La présence du sel marin étant donc nécessaire, il arrive que la vapeur de cette substance vitrifie la surface du feldspath si la température est un peu élevée; dans ce cas les granules d'argent sont noyés dans la pellicule frittée et peuvent échapper à l'observation. Si la température est au contraire trop faible, la vaporisation des chlorures n'a pas lieu : il faut donc atteindre une température suffisante pour déterminer un courant de vapeurs chlorées, mais pas assez élevée pour vitrifier le feldspath et les parois du creuset : or il est assez difficile d'obtenir ce juste milieu.

Remarques sur la présence d'argent natif au milieu de certaines roches pyrogènes.

On comprend que, dans la nature, aient pu se réaliser quelquefois des circonstances analogues à celles de l'expérience précédente; car des émanations de chlorure d'argent ont pu se produire à travers des roches plutoniques épanchées à la surface du globe et possédant encore une haute température; dans ce cas le chlorure d'argent aura été décomposé au contact des silicates environnants, et il se sera formé un dépôt d'argent métallique. C'est peut-être à une origine de ce genre qu'il faut attribuer les mouches et filets d'argent natif non accompagnés de chlorure que l'on rencontre quelquefois dans les roches pyrogènes, principalement dans celles dites de trapp. Cependant nous ne pensons pas que l'argent contenu dans les filons proprement dits ait une telle origine, car il aurait fallu pour cela que les parois de ces filons présentassent une température élevée, ce qui en général ne paraît pas avoir eu lieu.

L'incompatibilité des sulfures métalliques et du chlorure d'argent se vérifie dans les gîtes métallifères.

Les expériences que nous avons exposées précédemment montrent que les sulfures métalliques ne peuvent être associés avec le chlorure ou le bromure d'argent, quelle que soit leur origine, qu'ils aient été formés par voie sèche ou par voie humide; cette incompatibilité est confirmée par l'étude des gîtes métallifères. En effet, on n'y voit jamais le chlorure d'argent en contact immédiat avec de la galène, de la blende, ou d'autres sulfures. Dans l'exploitation des mines, lorsque l'on arrive à la portion des gîtes sulfurifères qui n'a point subi de décomposition, on n'y rencontre plus les minerais d'argent qu'à l'état natif ou qu'à l'état de sulfure simple ou multiple. C'est exclusivement dans la zone supérieure de la région qui

porte les traces évidentes d'une altération sous l'influence des agents extérieurs que l'on rencontre des chlorures, bromures ou chlorobromures d'argent. Ainsi dans les mines de Kongsberg, en Norwége, qui ont fourni des masses considérables d'argent, la plus grande partie de ce métal s'y trouve à l'état natif : le chlorure d'argent n'y a été rencontré qu'accidentellement et toujours près de la surface.

Gisement de chlorure d'argent aux mines d'Huelgoat.

La cause principale de la prospérité des mines d'Huelgoat, en Bretagne, tient à l'existence d'un minerai d'argent complexe qui occupe la partie supérieure des filons, et qui consiste principalement en un mélange d'argent natif et de composés chlorés et bromés. Ce minerai s'étend jusqu'à une assez grande profondeur, en quelques points jusqu'à 175 mètres au-dessous de la surface ; mais il ne dépasse pas la zone qui a été soumise à des altérations. Dans cette région, qui est sans doute peu étendue dans le sens vertical, comparativement à la profondeur à laquelle doit s'étendre le filon, les sulfures métalliques ont été en majeure partie décomposés ; il en est résulté des oxydes et des composés salins dont une partie a dû disparaître par voie de dissolution ; une autre portion est restée sous forme de carbonate, de sulfate ou phosphate de plomb ; mais la masse principale consiste en matières ocreuses formées d'hydroxyde de fer et d'hydrosilicates alumineux dans lesquels l'argent se trouve disséminé et quelquefois concentré par places, soit à l'état natif, soit à l'état de chlorure ou de bromure. Dans cette même partie du gîte on rencontre çà et là des restes de sulfures métalliques qui, par leur transformation, ont formé les minerais d'argent désignés habituelle-

ment sous le nom de terres rouges, en raison de leur couleur : ces sulfures sont de la galène, de la blende, de la pyrite de fer et de cuivre notablement argentifères, et aussi des sulfures multiples dans lesquels l'argent est associé à du cuivre et autres métaux.

Mines d'argent de l'Amérique.

Les mines célèbres de l'Amérique, les plus importantes du globe, nous offrent des faits semblables : les minerais les plus productifs occupent la partie supérieure des gîtes et offrent un mélange de matières argileuses ou de gangues pourries avec du fer hydroxydé ; ce sont des terres ferrugineuses que l'on désigne sous le nom de *pacos* ou *colorados*, et qui correspondent aux terres rouges de la mine d'Huelgoat ; l'argent s'y trouve aussi partie à l'état natif, partie à l'état de chlorure ou de bromure. Mais dans les exploitations où l'on a atteint des profondeurs un peu grandes, on voit disparaître cette sorte de minerai qui est remplacée par divers sulfures métalliques (*negros*), par des pyrites argentifères accompagnées de gangues beaucoup plus dures, et dont l'exploitation est plus dispendieuse et le traitement métallurgique plus difficile, eu égard aux conditions locales : aussi les bénéfices de l'exploitation deviennent alors beaucoup moindres.

En résumé, l'absence du chlorure d'argent dans les parties inaltérées des gîtes et son gisement exclusif dans les régions supérieures des mines où les sulfures ont été en grande partie transformés en oxydes, sont, on le voit, des faits généraux en rapport avec les phénomènes que nous avons constatés par nos expériences.

Sans qu'il y ait besoin d'entrer dans des discussions relatives aux causes qui ont altéré la partie

supérieure des gîtes, on peut dire que les mêmes circonstances qui ont produit l'oxydation des sulfures métalliques ont déterminé ou du moins rendu possible le passage de l'argent à l'état de chlorure.

Mines d'argent de Kongsberg.

Nous devons encore mentionner, comme une des applications que l'on peut faire de nos expériences à la géologie, la facilité qu'elles fournissent pour expliquer un fait remarquable qui a été signalé depuis longtemps, et dont l'un de nous a vérifié l'exactitude. Les filons argentifères de Kongsberg, qui sont fort nombreux, ne deviennent assez riches pour être exploitables que là où ils traversent certaines zones nommées fahlbandes, c'est-à-dire des assises schisteuses imprégnées d'une grande quantité de sulfures métalliques, de pyrites de fer et de cuivre, de blende et de galène; c'est tellement frappant qu'en relevant et traçant sur un plan les exploitations qui ont été ouvertes en grande quantité dans cette contrée, on reconnaît qu'elles se trouvent, presque sans exception, à l'intérieur des fahlbandes, et cependant les sulfures qui composent les fahlbandes ne contiennent eux-mêmes que des traces d'argent.

Explication de la concentration du minerai d'argent dans la partie des filons qui traverse les fahlbandes.

On a imaginé différentes hypothèses pour expliquer ce phénomène singulier; l'on a supposé, par exemple, que l'argent provenait de ces fahlbandes et s'était concentré dans les filons; mais c'est bien peu probable, vu l'excessive pauvreté des fahlbandes : il est plus naturel de supposer que les émanations argentifères provenant de l'intérieur de la terre, et s'élevant le long des filons ou fissures du terrain, ont été arrêtées au passage lorsqu'elles sont arrivées au contact des sulfures métalliques qui forment les fahlbandes. C'est

ce qui aura dû arriver si le courant qui circulait à travers les filons contenait l'argent à l'état de chlorure ou de bromure; car ces corps auront dû être décomposés par les sulfures métalliques, et l'argent aura passé alors en partie à l'état natif, en partie à l'état de sulfure; car nous avons vu que les sulfures de fer, plomb, cuivre, etc., etc., agissent les uns par voie de double décomposition, le autres par voie de réduction; effectivement, l'argent que l'on exploite dans les mines de Kongsberg s'y trouve à l'état natif et à l'état de sulfure.

L'enrichissement des filons de Kongsberg au contact des assises sulfurifères peut tenir aussi à d'autres causes, peut-être à des actions où l'électricité aura joué un certain rôle; néanmoins on doit reconnaître combien est simple et naturelle l'explication qui résulte de nos expériences sur l'action réciproque des chlorures et des sulfures. Cette explication est du reste entièrement indépendante de la théorie qu'on adopte pour concevoir la formation des filons, soit qu'on les suppose produits par voie de fusion ou de sublimation, soit qu'on les considère comme des dépôts séparés d'une dissolution aqueuse; nous avons vu en effet que dans toutes ces circonstanees le chlorure d'argent est décomposé par les sulfures métalliques.

Conclusion. De l'ensemble des expériences et des considérations consignées dans cette seconde partie de notre travail, il résulte:

1° Que de tous les réactifs signalés comme propres à déceler la présence de l'argent natif dans les composés sulfurés métalliques, le mer-

cure est le seul dont les indications soient concluantes;

2° Que l'existence du chlorure et du bromure d'argent étant démontrée inadmissible dans les sulfures métalliques argentifères, il faut conclure, d'après les indications fournies par le mercure, que le plus souvent ces dernières substances renferment l'argent engagé dans des combinaisons complexes, et rarement sous forme de métal ou de sulfure simple à l'état de mélange.

Dans les expériences que nous avons faites pour arriver à ces résultats, nous avons observé des réactions remarquables entre les sulfures ou arséniures métalliques d'une part et les chlorures ou bromures de l'autre. Ainsi nous avons vu que les sulfures peuvent être divisés en trois groupes, 1° les sulfures bimoléculaires (sulfures de zinc, de cadmium, de plomb, etc.); 2° les sulfures possédant plusieurs molécules de soufre et susceptibles d'en abandonner, tels que bisulfure d'étain; 3° les sulfures non saturés de soufre et susceptibles d'en absorber, comme le protosulfure de cuivre. Les premiers réagissent sur le chlorure d'argent par double décomposition; les seconds éprouvent une réduction partielle pour se changer en protosulfure; les derniers réduisent en partie le chlorure d'argent et ils agissent aussi sur lui par double décomposition. Nous avons vu que le pouvoir décomposant des sulfures est en général plus prononcé chez ceux qui agissent par voie de réduction que chez ceux qui produisent une double décomposition; il est aussi en rapport avec l'état électrochimique des métaux, et de plus il est susceptible de varier en raison des différences de composition,

ce cône, tantôt d'un côté, tantôt de l'autre, il s'échappait de petits jets de lave. Cette lave ne pouvant parcourir un long espace par suite de l'obstacle que leur opposaient les parois du cratère, s'épanchait et s'accumulait autour du nouveau cône dont l'exhaussement continuait ainsi peu à peu. Par suite de cette activité continue qui, par moment se ralentissait et parfois devenait plus vive, au mois de février 1845, le cône intérieur s'était exhaussé à tel point que son sommet dépassant les bords supérieurs du cratère s'apercevait de la ville de Naples, et ses explosions, qui pour être vues obligeaient, peu de temps avant, à faire l'ascension des pentes escarpées du Vésuve, montrèrent depuis cette époque leur spectacle peu rassurant pour les habitants des villes voisines. Le fond du cratère s'élevant ainsi successivement, le goufre formé après l'éruption de 1839 était presque entièrement comblé vers l'automne de 1845. De telle façon qu'à cette époque le cratère du Vésuve présentait sur une grande partie de sa surface une plate-forme, et déjà quelques épanchements de laves se déversaient par-dessus ceux de ses bords qui se trouvaient le plus déprimés. Au mois de juillet 1846, le sommet du cône intérieur dépassait déjà de quelques mètres la pointe du *Palo*, qui jusqu'à ce moment formait la cime la plus haute du cône du Vésuve; et jusqu'au mois de janvier dernier il s'est maintenu constamment plus élevé que cette même pointe, bien qu'il eût subi de fréquents changements.

Un accroissement continu du cône intérieur, toujours accompagné de l'exhaussement de l'étage supérieur du cratère, tel fut le résultat des érup-

tions multipliées que montra le Vésuve, durant l'espace de huit années, sans qu'il survînt aucune période sensible de repos. Ces éruptions donnèrent lieu à des phénomènes très-variés dont les détails sont en grande partie exposés à la fin de cette relation, pour les personnes qui trouveront quelque intérêt à en prendre connaissance. Je me bornerai à dire pour le moment que presque toujours les laves se faisaient issue par la base du cône intérieur; quelquefois, le fond du cratère s'ouvrant par une large fente, on vit la larve déborder à quelque distance du même cône. Il arriva aussi que les laves sorties par les crevasses se répandirent de chaque côté, formant une sorte de flaque embrasée : plus ordinairement elles cheminèrent en serpentant en forme de ruisseaux; parfois aussi, mais plus rarement, on vit la matière incandescente se faire issue le long des pentes du grand cône; après l'année 1845 elle arriva au pied de ce même cône, et s'avança même jusqu'aux pentes boisées de la partie orientale. Le cône intérieur, primitivement très-petit, fut souvent détruit presqu'en entier par la violence des explosions; les éjections qui suivirent élevèrent alors un autre cône à de nouvelles places. Le sommet s'exhaussant toujours fut plus ou moins profondément entamé, puis reconstruit à neuf sous des formes variées. Par sa cime on a vu continuellement s'échapper de grandes masses de roches, des brandons incandescents de laves, des bombes, des *lapilli* et des sables, tantôt par une, tantôt par deux bouches et même davantage, qui maintes fois ont rejeté chacune des matières différentes de celles éjectées par les bouches voisines. En divers points de l'étage supérieur du cratère, on a vu

surgir et disparaître en peu de temps un grand nombre de cônes qui présentaient, sur une petite échelle, les mêmes phénomènes que le grand cône. Beaucoup de petites ouvertures cratériformes ont éjecté pareillement des matières fragmentaires et arénacées, souvent avec grand fracas; quelques jours après elles ont disparu complétement. On ne saurait, en un mot, s'imaginer tous les changements qu'a subis l'aspect du cratère du Vésuve pendant ces huit dernières années.

Nous pouvons cependant constater que ce fut auprès de la pointe du *Palo* que les éruptions se montrèrent avec le plus d'activité; elles furent aussi plus fréquentes vers le côté oriental que partout ailleurs. Il y eut deux périodes de forte éruption : la première, en août et septembre 1847; la seconde, au mois de juin 1848. La période pendant laquelle les phénomènes volcaniques montrèrent une activité moindre est celle qui se trouve comprise entre l'été et l'automne de 1848. C'est aux émanations gazeuses qu'il faut attribuer les dégâts considérables survenus dans les campagnes voisines : plusieurs fois, par leur action propre, comme en avril 1848; d'autres fois, par leur mélange avec la pluie, comme en juin 1849, elles brûlèrent les jeunes pousses des arbres fruitiers. Des mofettes se montrèrent çà et là sur les pentes inférieures du Vésuve, et les plus remarquables sont celles qui en avril et en mai 1849 infestèrent sur divers points les terres cultivées de Résina. Souvent on observa la disparition de l'eau dans les puits des contrées voisines; ce phénomène, qu'on regarde communément comme l'indice d'un prochain embrasement du Vésuve, fut quelquefois suivi d'un faible accroissement d'acti-

vité du volcan, mais la plupart du temps on ne remarqua aucun changement dans l'activité du cratère supérieur. Parmi les phénomènes dont l'apparition est moins fréquente on doit citer les globes de fumée que l'on vit souvent se transformer en couronnes circulaires et rester ainsi suspendus pendant quelques minutes sous cet élégant aspect. Parmi les produits qui se montrent très-rarement dans les fumarolles du volcan, les plus importants qu'on ait trouvé sont : 1° la *cotunnite* (chlorure de plomb). Cette substance se forma, en mars 1840, près la *punta del Mauro* (*Pl. IV, fig.* 1, *b*). 2° Le *sulfate de potasse*, qui fut trouvé en grande abondance et cristallisé, dans le courant de novembre 1848. N'oublions pas de mentionner le nouveau phénomène de l'éjection de brillants cristaux d'amphigène, observé pour la première fois le 22 avril 1845, et qui se répéta plus tard, assez souvent, avec les mêmes circonstances. Il est bon encore de rappeler que, dans le cours d'une si longue période d'éruptions, il ne s'est jamais déposé de soufre auprès des fumarolles du cratère, bien que les exhalaisons d'acide sulfureux y fussent abondantes. Ce fut seulement pendant la période de repos qui suivit le grand embrasement de 1839, et dans le mois de mars de l'année suivante, qu'il m'arriva de trouver une faible quantité de soufre cristallisé au fond du cratère.

Telle avait été, pendant onze ans, la série des phénomènes de notre volcan, lorsque vers la fin de l'année qui vient de s'écouler, et au commencement de celle-ci, l'incandescence du cratère continuant d'être faible et modérée, on aperçut, le 23 janvier dernier, le sommet du même cratère

s'écrouler en grande partie à travers de violentes explosions partant du cône intérieur. Au même moment, l'eau commença à tarir dans les puits de Résina et de Torre del Greco, signe menaçant qui, comme de coutume, fit redouter aux habitants de ces contrées l'approche d'un prochain et terrible embrasement. Pour cette fois leurs appréhensions se trouvèrent mieux fondées que par le passé. Le Vésuve continua néanmoins pendant quelques jours ses éjections ordinaires; mais, le 5 février, le flanc oriental du grand cône se déchira, il s'y forma comme une espèce de caverne, vers le milieu de sa hauteur (*Pl. IV, fig. 4*), où vint s'amasser une grande quantité de chlorure sodique en stalactites; et tout à coup, avec un fracas retentissant, cette ouverture dégorgea un large torrent de lave, qui en quelques minutes roula dans l'*Atrio del Cavallo*, vis-à-vis la *Punta della Neve*, désignée sur la grande carte du Vésuve, publiée par notre bureau topographique, sous le nom de *il Vitello*. Ayant ainsi atteint une surface à peu près plane, elle s'étendit, *m*, *m*, en coulant lentement sur l'*Atrio del Cavallo*, dans la direction de l'Est. Le même jour, au pied du grand cône, et à une courte distance de la crevasse qui avait ouvert son flanc sur les deux tiers environ de sa hauteur, il se forma une autre ouverture d'où s'échappa un nouveau torrent de lave *b*, *b*, qui s'arrêta après avoir parcouru un court chemin. Le point de sa sortie resta masqué par les matières fragmentaires réunies en ce lieu. Cependant la lave vomie par la crevasse n'étant pas suivie d'un nouvel épanchement ne tarda guère à se solidifier : la bouche qui lui avait servi d'issue se ferma; mais de violentes explosions continuaient sans re-

lâche à la cime du Vésuve. Pendant la nuit qui suivit la journée du 7 l'embrasement reprit une activité nouvelle, et vers le pied du grand cône la lave des jours précédents, déjà consolidée, se rompant avec une explosion inouïe, on vit s'ouvrir une nouvelle bouche d'éruption, puis bientôt une seconde et une troisième : *c*, *c*, *e*; le 9, deux de ces bouches avaient construit, avec les matières rejetées, deux cônes élancés *c*, *c*; la troisième, par suite du boursouflement de la lave, avait pris la forme d'une grotte *e*. Indépendamment des éjections de *lapilli* et de gros blocs détachés, une grande masse de lave sortant par ces dernières ouvertures parcourut, avec une rapidité extraordinaire, la partie orientale de l'*Atrio del Cavallo*, et atteignit, dans la journée suivante, les terres cultivées qui sont bordées par la coulée de 1834. Au sommet du Vésuve, et vers la partie intérieure du cratère située au-dessous de la pointe du *Palo*, il s'échappait alors des coups de tonnerre si violents, qu'on les entendait distinctement de la ville de Naples pendant la nuit qui suivit la journée du 9. Dans le cours de cette même nuit, le flanc extérieur du Vésuve, depuis son sommet à partir du côté oriental de la pointe du *Palo*, s'écroula, en laissant une large brèche *g*, *g*, qui se confondit avec celle formée plus bas le cinquième jour de l'éruption.

Le 9, de grand matin, la curiosité me poussa à aller voir de près le menaçant spectacle qu'offrait notre volcan. Le ciel était d'une sérénité admirable, et cette circonstance me donnait encore lieu de craindre que l'éruption n'eût de tristes effets, en rappelant à ma pensée que le désastreux et terrible embrasement de décembre 1631 fut

immédiatement précédé de trois journées de sérénité parfaite. Au sortir de Naples, le Vésuve m'apparut accompagné de deux longues traînées d'épaisse fumée de couleur fauve, dont la plus élevée partait de la cime, et la seconde paraissait sortir en arrière des pentes opposées du grand cône; toutes deux se dirigeaient vers l'île de Capri où elles semblaient s'évanouir. Le soleil qui venait d'apparaître sur l'horizon montrait à travers la fumée son disque très-net, coloré d'une lumière rougeâtre qui permettait d'y fixer les regards. J'éprouvai quelque surprise en voyant que, malgré l'éclat du disque, cette lumière ne produisait point d'ombre. Je crois trouver la raison de ce fait dans la présence des sables qui, se trouvant mêlés aux tourbillons de fumée, formaient comme un voile épais de corpuscules opaques; et c'est pour cela que la lumière venant directement du soleil n'était pas plus éclatante que celle qui était reflétée par les autres points de l'horizon. Je ne saurais mieux comparer l'effet produit sur moi par ses pâles rayons, qu'à cette impression inaccoutumée qu'on éprouve pendant les éclipses totales du soleil, au milieu d'un jour serein, sous cette lumière incertaine qui fait croire, en plein midi, que la nuit est proche. Arrivé à Résina, à peine entré sur les sentiers du Vésuve, et hors du bruit de la ville, je pus entendre distinctement les explosions du volcan qui ressemblaient parfaitement au roulement du tonnerre. Aussitôt une explosion terminée, une autre lui succédait. En montant les pentes du chemin, et dirigeant sans cesse mes regards vers le sommet de la montagne dont le bruit devenait plus distinct pour moi, à mesure que j'approchais, mon attention se porta parti-

culièrement sur la forme que prenait la fumée qui s'échappait à chaque explosion. Elle n'avait en aucune façon l'apparence d'un pin, ainsi que l'ont décrit les historiographes qui, depuis l'époque de Pline, ont parlé des grandes éruptions du Vésuve. Tout au contraire la fumée, sans s'élever beaucoup, suivait la direction du vent et s'étendait en une longue zône horizontale. Chaque éjection de pierres était en outre accompagnée, comme l'indique la figure 4, d'un dégagement d'épaisse fumée noire en forme de cône, lequel sortait du milieu des vastes tourbillons de fumée blanchâtre qui s'exhalaient continuellement, et s'y confondait après quelques instants. La plus forte colonne de fumée semblait venir du bord septentrional du cratère; du milieu de ce cratère, et vers la base du cône intérieur déjà écroulé, il s'échappait, à des intervalles peu rapprochés, des tourbillons de fumée noire et aussi très-épaisse. Sur le soir, en descendant le Vésuve, j'aperçus des sables partant des zones supérieures de la fumée, tomber dans la direction de Torre dell Annunziata, avec toute l'apparence d'une pluie qui s'échappe des nuages en se dirigeant vers un point éloigné.

Après avoir parcouru une grande partie de l'*Atrio del Cavallo*, jusqu'un peu au delà de l'endroit situé au-dessous de la *Punta del Nasone*, et précisément en face du canal *dell Arena*, je me trouvai à quelques pas de distance d'un magnifique spectacle d'éruption. Étonné de me voir en ce lieu, seul avec mon guide, je lui demandai quel motif pouvait empêcher d'autres personnes d'y venir; il me fit comprendre, chose qui n'était pas encore venue à ma pensée, que les curieux

préféraient voir ces phénomènes au coucher du soleil. Le vent assez impétueux sur cette région élevée, entraînant la fumée dans une direction opposée à celle où nous étions, me permit d'étudier, sans être incommodé, quelques particularités de l'embrasement. Deux monticules, placés à peu de distance l'un de l'autre, de forme plutôt cylindrique que conique, et chacun d'une hauteur d'environ 15 mètres, avaient surgi au pied du grand cône. A quelques minutes d'intervalle, ils lançaient alternativement par leur sommet embrasé, et avec une force modérée, des fragments incandescents de lave pâteuse, en produisant ce même bruit sourd que font entendre les bulles gazeuses traversant une matière liquide. A côté du monticule le plus rapproché de moi s'ouvrait une autre bouche en forme de grotte *e*, où se manifestaient de semblables explosions, et c'était un beau spectacle que de voir certaines masses de laves éjectées s'attacher à la voûte de la grotte et ne pouvant s'y solidifier par suite de la chaleur brûlante qui entretenait leur fluidité, rester pendant quelque temps suspendues en forme de stalactites, puis retomber au fond. De l'intérieur de cette grotte, éclairée d'une lumière éblouissante, s'échappait un large torrent de lave coulant en droite ligne et avec une rapidité surprenante vers le canal *dell Arena*, où elle tournait à droite pour descendre sur les pentes orientales inférieures de l'antique Vésuve. Il est à croire qu'au pied de l'autre petit cône situé plus loin il s'échappait également d'autres torrents de lave que les abondantes vapeurs empêchaient d'apercevoir. C'est bien de ces trois bouches et de leurs laves que s'exhalait la fumée formant la

trainée inférieure qui, vue de Naples, se montrait en arrière du grand cône du Vésuve. Je m'abstiendrai de mentionner les expériences faites sur la lave; elles rentrent dans celles qu'on a répétées tant de fois. Les vapeurs exhalées ne m'ont rien offert, non plus, qui méritât d'être signalé, si ce n'est la présence de l'acide sulfureux, bien reconnaissable au milieu de cette fumée, par l'odeur suffocante qui le caractérise.

Tandis que les effets que je viens d'indiquer continuaient sans trop de bruit dans l'*Atrio del Cavallo*, la cime menaçante du Vésuve faisait entendre l'éclat redoublé de ses bruyantes explosions qui ont été le phénomène le plus imposant et le plus remarquable de l'embrasement que j'ai voulu décrire. Bien que le ciel se montrât entièrement serein, ce vacarme non interrompu, joint à la lueur languissante du soleil éclipsé par la fumée, me faisait maintes fois désirer un refuge protectecteur comme si j'eusse été menacé d'un ouragan furieux. Je m'attachai à reconnaître d'où provenait ce fracas inaccoutumé, et comme le vent favorable à mes recherches laissait retomber dans l'intérieur du cratère la grêle de pierres qui s'échappait des parties voisines de la pointe du Palo, je parvins à monter sans danger jusqu'aux deux tiers de la hauteur du grand cône, le long des bords de la crevasse *g*, *g*, ouverte sur le flanc septentrional. En premier lieu, je m'assurai facilement que le bruit partait du sommet du Vésuve, du point même d'où sortaient les larges tourbillons de fumée, et que les entrailles de la montagne étaient tout à fait étrangères à ce phénomène, bien que l'embrasement qui avait lieu dans l'*Atrio del Cavallo* dût, au premier abord,

faire supposer le contraire. Outre que, du lieu rapproché où j'étais, mon oreille ne pouvait me tromper, je restai plus affermi dans mon opinion en sentant que le sol ne tremblait pas sous mes pieds, ou, s'il m'arrivait d'éprouver quelques légères secousses, elles provenaient, sans aucun doute, du retentissement causé par les détonations; ces secousses étaient trop faibles d'ailleurs pour qu'on y pût voir l'effet d'une commotion intérieure proportionnée à la violence des coups de tonnerre. Je restai quelque temps à examiner si chaque détonation était accompagnée d'une éjection de roches, pour savoir si l'un et l'autre de ces phénomènes coïncidait avec une même explosion. Je n'obtins pas un entier succès dans cette recherche, car il me sembla souvent qu'aussitôt après que les pierres incandescentes étaient lancées avec dégagement de fumée, on entendait le tonnerre recommencer; en d'autres moments je crus remarquer que les deux effets étaient simultanés, mais en général les coups de tonnerre se renouvelaient plus fréquemment que les éjections de pierres. Rappelant à ma pensée les mugissements du cône intérieur que j'avais plusieurs fois entendus de près dans le cours des années précédentes, lorsqu'il montrait une activité à peu près égale à celle de la bouche d'éruption du 9 février, je trouve que ces mugissements ne ressemblaient en rien au roulement du tonnerre, mais qu'on devait plutôt les comparer au bruit causé par le choc des flots contre les écueils, ou par l'éboulement de grandes masses de rochers; si bien que, tenant un juste compte de ces observations, je suis porté à croire que le bruit entendu de Naples même, pendant les 8 et 9 février, était

tout différent de celui qu'aurait produit la lave en fusion lancée avec explosion par la force élastique des matières gazeuses. Je l'attribuerais plutôt à de grandes décharges électriques ayant leur siége dans la fournaise supérieure du volcan, et tout à fait semblables aux coups de tonnerre particuliers aux orages, et résultant de la décharge des nuées. Il me semble en effet très-probable que les décharges eurent lieu, sinon toujours, du moins presque toutes les fois, au moment où la masse des vapeurs s'échappait avec violence du sein des matières fondues qui les tenaient renfermées, ainsi qu'on peut l'inférer de ce que j'ai exposé ci-dessus. Je persiste dans cette opinion, bien que dans cet espace de temps l'on n'ait observé aucun éclair d'électricité parmi les tourbillons de fumée comme on l'avait vu presque toujours lors des principaux embrasements du Vésuve. Les décharges auxquelles j'attribue le tonnerre que faisait entendre le volcan avaient leur siége dans l'intérieur même de la bouche d'éruption.

Du lieu où je m'étais placé pour contempler de près la cime retentissante de la montagne, il m'était bien facile de reconnaître les particularités que présentait la large crevasse dont j'ai fait mention un peu plus haut. Elle ressemblait à un grand éboulement plutôt qu'à une fente résultant de l'ouverture longitudinale des flancs du grand cône. A la partie supérieure, autant que la simple vue me permit d'en juger, elle avait environ 300 mètres de large; et sa profondeur était d'un peu plus de 40 mètres. Le fond était large, légèrement concave et parsemé de gros blocs qu'on reconnaissait aisément pour être tombés des parois latérales. Son flanc occidental se courbait en une profonde

sinuosité et descendait en pente douce jusqu'au fond; il n'offrait à la vue que de grandes roches confondues pêle-mêle, avec des *lapilli* et des sables. Le flanc oriental s'infléchissait également un peu, rejoignait le fond par une pente très-roide et laissait en évidence auprès des bords du cratère quelques lits de leucitophyre qui faisaient partie de la texture intérieure de la montagne. Dans les moments où le vent parvenait à chasser la fumée qui enveloppait la pointe du Palo, on voyait que le côté oriental de cette pointe était échancré par suite du prolongement de la crevasse. La base de la pointe du Palo était beaucoup rétrécie et même un peu recouverte par l'accumulation des matières éboulées au moment où se forma la bouche supérieure, qui comme je l'ai annoncé plus haut, s'ouvrit dans la nuit du 8 au 9. Cette crevasse ne peut donc être considérée que comme un affaissement survenu suivant une ligne droite d'environ 700 mètres de longueur et causé, sans aucun doute, par l'affluence à l'intérieur des matières fondues constituant la lave et qui, s'infiltrant à travers les roches du grand cône du Vésuve, finirent par s'ouvrir une issue.

Il est bon de remarquer cette direction linéaire que prennent d'ordinaire les épanchements volcaniques; et lorsque après avoir considéré la longue crevasse qui se trouvait devant moi, je portais mes regards vers les nombreux filons de leucitophyre situés en face, sur les escarpements intérieurs de la Somma, il me semblait apercevoir une analogie entre ces filons et la nouvelle crevasse d'épanchement, si bien que les deux faits paraissaient mis en présence pour servir d'explication l'un à l'autre. En voyant ces filons dont plusieurs

s'étendaient sur une longueur de plus de 400 mètres, il m'était facile de concevoir que la lave qui s'épanchait en ce moment avait pris une voie analogue dans les profondeurs du Vésuve, et après avoir contemplé le phénomène qui se passait sous mes yeux, ma pensée se reportant vers l'époque reculée des embrasements de la Somma, me représentait les filons de cette montagne comme autant d'issues par où s'étaient échappés de semblables torrents de laves incandescentes.

Après cet examen, je n'observai aucun autre phénomène digne de remarque, et vers une heure après midi, je quittai le volcan brûlant dont l'embrasement semblait s'activer encore avec plus de violence. Il ne tarda guère à présenter de nouvelles péripéties; car vers cinq heures et demie du soir de ce même jour un autre torrent de lave s'épancha à peu de distance du bord occidental de la grande crevasse, et environ au sixième de la hauteur du grand cône, à partir de la base; ce torrent ayant atteint la petite coulée de lave *b*, *b* apparue le 5 et déjà refroidie l'enveloppa dans son courant de feu et arriva dans l'Atrio del Cavallo; de là se dirigeant à droite, il rejoignit l'autre lave qui continuait de sortir de la grotte précédemment décrite. Ce nouveau débordement de lave parut toutefois avoir épuisé les derniers efforts du volcan; car après cet épanchement les explosions s'affaiblirent, si bien que, le 9, vers dix heures du soir, on ne les entendait plus à Naples, quoique la cime ardente de la montagne continuât de montrer des éruptions dont l'activité tendait à se rallentir.

D'après des notes qui m'ont été communiquées par M. Fonseca, observateur intelligent et zélé des

peut être comparé à la profonde cavité en forme de cône renversé qui apparut dans le même endroit après l'éruption de 1839, et qui se forma toujours ainsi après les grandes éruptions de notre volcan. Les deux figures de la troisième planche représentent la plate-forme du grand cône du Vésuve, telle que je l'observai le 23 février. En y montant par le côté Nord-Ouest *d*, j'aperçus en face de moi, au delà d'un court espace de terrain horizontal et irrégulier *h*, *h*, deux vastes escarpements *m*, *n*, présentant une pente douce dans la direction de gauche; presqu'au milieu d'eux, mais plus en arrière, s'élevait une pointe formant la plus haute cime *b* que la récente éruption n'avait pas détruite. Cet état de choses n'offrait aucune concordance avec le monticule intérieur (*Pl. IV*, *fig.* 3) qui existait précédemment sur le Vésuve, et je ne pouvais m'expliquer la formation de ces larges crêtes qu'en les supposant apparues postérieurement. Je reconnus bientôt qu'elles masquaient deux cratères d'une très-grande profondeur auxquels elles appartenaient chacune séparément, et dont elles formaient ainsi la bordure escarpée; tandis que la pointe la plus haute qui s'elevait derrière elles, *b* se trouvait placée entre les deux cratères et formait les parois de chacun d'eux, comme une haute barrière de séparation entre l'un et l'autre. Bien que le Vésuve fût calme en ce moment, les nuages de fumée qui s'échappaient de toutes parts, sans qu'on aperçût de fumarolles distinctes, empêchaient de voir d'un seul coup d'œil l'entier développement des nouveaux gouffres; mais aussitôt qu'il se montrait quelque intermittence dans le dégagement de la fumée et dans la violence du vent, je parvenais à apercevoir

tantôt une partie, tantôt une autre. Il en résulte que le dessin de la *Pl. IV*, *fig.* 6, n'a pu reproduire bien exactement les détails; il est néanmoins suffisant pour en donner une idée appréciable.

Le cratère méridional *n* me parut à peu près circulaire à son orifice. Ses parois s'inclinaient en tous sens et uniformément vers le fond, suivant une pente très-roide qui les rendait inaccessibles; et se rétrécissant graduellement ils se terminaient par un fond très-étroit. Les roches brûlées qui l'environnaient et principalement celles situées au-dessous de la pointe occidentale *c* laissaient ébouler jusqu'au fond d'énormes masses qui s'en détachaient à chaque instant. La disposition intérieure de ce cratère ne m'offrit rien autre chose qui méritât d'être noté. L'autre cratère septentrional *m*, un peu plus vaste que le précédent, avait un orifice elliptique, et ses bords se confondaient avec ceux de l'ancien cratère du Vésuve, dans les directions du Nord-Est et du Levant. Ses parois descendaient en pente inégale; en effet, celles du côté de l'Occident, quoique très-rapides, étaient notablement inclinées à l'horizon, tandis que celles du côté Oriental montraient un escarpement presque perpendiculaire; il en résultait que le fond, également très-étroit, ne correspondait pas au centre de l'orifice. Sur ce même côté Oriental on distinguait, non sans étonnement, vers la partie rapprochée du fond, des couches bien nettes de roches compactes *m*, *m'*, qui constituaient la structure intérieure de la montagne : on les voyait à découvert et coupées par de profonds sillons verticaux. La profondeur du second cratère, un peu plus grande que celle du premier, me parut

phénomènes volcaniques, qui se trouvait sur l'Atrio del Cavallo, dans la soirée du 10, j'ai pu savoir que la nouvelle lave s'échappait à travers une excavation longitudinale peu développée et située un peu au delà du cinquième de la hauteur du grand cône, à partir de la base, sur sa pente septentrionale, et parallèlement à la grande crevasse. Il ne s'était pas formé de cône visible à l'endroit où cette lave prenait sa source; mais à de petites distances de ce lieu, elle bruissait sur quatre points et produisait de petites explosions, de manière qu'on pouvait croire qu'elle s'épanchait par cinq ouvertures situées toutes sur une même ligne. Au delà de cette coulée de lave, il y avait un petit cône en éruption : enfin, du sommet de la montagne partaient deux bruits bien distincts; l'un, ressemblant à une forte décharge d'arme à feu, était immédiatement suivi d'une éjection de pierres incandescentes, et se renouvelait à des intervalles inégaux; l'autre était continuel et pareil à un bourdonnement. Dans la soirée du 12, M. Fonseca étant revenu sur l'Atrio del Cavallo trouva la nouvelle lave déjà solidifiée, au point de pouvoir marcher dessus, tandis que la lave *f*, *f*, sortie de la grotte, le 9, continuait de couler avec lenteur. Il remarqua particulièrement, dans cette même soirée, qu'il s'échappait de temps en temps, à travers les tourbillons de fumée du cratère supérieur, des sillons flexueux de lumière accompagnés de petites explosions multipliées. Les guides du Vésuve donnent le nom de *ferrilli* à ces éclairs détonants; ils désignent sous le même nom certains échantillons de lave effilée aux deux extrémités en forme de fuseau qui, suivant leur opinion, occasionnent ou du moins ac-

Il ne sera pas d'une moindre importance pour l'histoire des montagnes ignivomes de faire remarquer, d'après l'exemple qu'en a présenté le Vésuve durant l'espace d'environ un demi-siècle, avec quelle facilité le sommet culminant des cratères peut changer de position. En effet, une carte topographique du cratère du Vésuve, gravée en 1805 sous la direction du duc della Torre, indique la plus haute cime, alors appelée *le Palo*, comme étant située au côté Nord-Est, assez rapproché de l'Est; et nous savons que sa position ne varia pas depuis les changements qu'amena l'éruption de 1794, suivant les relations de Breislak et du même duc della Torre (1). Gioacchino Zorda rapporte que pendant l'éruption de 1806, une partie considérable du sommet du Vésuve tomba dans le gouffre volcanique (2). Ainsi il n'est pas étonnant que, par suite des opérations exécutées en 1818 par notre bureau topographique, la plus haute cime ait été indiquée au Nord; cette dernière a été également nommée *le Palo*, ou bien *la pointe du Palo*. Enfin on peut inférer de ce que je viens de dire que, par suite de l'embrasement survenu dans le mois de février de la présente année, la partie septentrionale du *Palo* n'ayant subi aucune variation dans sa hauteur, il s'est formé une autre cime plus élevée vers le côté du Sud-Est.

---

(1) *Breislak*. Memoria sulla eruzione del Vesuvio accaduta la sera da 13 giugno 1794. Nap., 1794, p. 72. — *Duca della Torre*. Relazione prima dell' eruzione del Vesuvio, dagli 11 agosto, sino ai 18 settembre 1804, p. 6.

(2) Relazione dell' eruzione del Vesuvio, dei 31 maggio 1806. Nap., 16 giugno, 1806, p. 14.

Après avoir examiné, du mieux qu'il me fut possible les nouveaux cratères, je cherchai à savoir si la crevasse observée le 9 sur la pente boréale du grand cône avait éprouvé de notables changements à sa partie supérieure. Je reconnus que l'extrémité culminante de la pointe du *Palo a* était demeurée intacte, tandis qu'immédiatement au-dessous de cette place, le côté oriental de la pointe était écroulé, et l'éboulement *f,f* avait entamé les bords du vieux cratère sur une étendue d'à peu près 300 mètres. La grande ouverture supérieure n'était plus resserrée au sommet comme au moment où je la vis pour la première fois : j'en tirai cette conjecture que de nouveaux éboulements avaient dû l'élargir depuis peu ; et en effet, j'aperçus une énorme masse *g* détachée d'en haut, qui s'était arrêtée à peu de distance sur les pentes de la montagne, mais qui menaçait de rouler en bas tôt ou tard. Je crois aussi que la grande pluie de sable, du 12, qui tombait dans la direction de cette crevasse, avait comblé une grande partie de sa profondeur, car on ne distinguait plus ces couches de leucitophyre dont j'ai parlé ci-dessus. Je parvins encore à reconnaître, en cet endroit, qu'une bonne partie de la crevasse s'engageait dans le bord inférieur *p* du plus grand cratère ; je m'expliquai ainsi, sans conserver le moindre doute, la cause de cette grêle de roches succédant aux explosions retentissantes qui donnait à la cime du Vésuve, pendant la journée du 9, un si merveilleux aspect.

Avant de quitter ce vaste champ de recherches, je montai à la pointe du *Palo* pour observer d'un lieu élevé les profondes traces laissées par l'embrasement déjà éteint : je vis la lave récente répan-

due au loin dans la plaine et fumant encore en beaucoup d'endroits, tandis que les laves de l'*Atrio del Cavallo*, situé au-dessous de moi et à proximité de leur source, ne donnaient plus aucun signe de la brûlante chaleur qui, peu de jours avant, les rendait fluides. De là je voyais distinctement le point d'épanchement de chacune de ces laves, et comment dans leur parcours sinueux, tantôt se séparant en plusieurs branches, puis se réunissant, elles circonscrivaient dans leurs contours irréguliers certains espaces de terres sableuses en forme d'îlots. Le plus occidental des monticules éruptifs qui surgirent le 9 me parut à peu près intact tandis que l'autre faisait l'effet d'une cabane écroulée. En face de moi les pentes intérieures des montagnes de la Somma, situées dans la direction d'Ottajano, me présentaient un aspect inaccoutumé par suite de la grande abondance de sables blancs dont elles étaient recouvertes. Il est bon de mentionner encore que la pointe du *Palo*, près de sa cime et sur le côté intérieur, était sillonnée d'une longue fente transversale *c, e*, qui s'ouvrit probablement le 8, et que les sables et autres matières fragmentaires qui s'y rassemblèrent ne purent la combler entièrement.

L'aspect que présentait, dans cette journée, l'étage supérieur de notre volcan eût été agréable, si les fumées abondantes d'acide sulfureux et d'acide chlorhydrique mêlées aux vapeurs aqueuses n'eussent gêné la respiration et empêché de saisir dans son ensemble la magnifique vue des deux nouveaux cratères. Les sables et les fragments de *lapilli*, ayant recouvert les rudes aspérités des laves rejetées antérieurement, permettaient d'y marcher avec facilité, et c'était plaisir que de voir

le sol recouvert de substances salines dont la blanche couleur se trouvait agréablement variée des nuances jaune, orangée, passant par degrés à la teinte rouge du minium. Le brillant spectacle de couleurs si vives se faisait remarquer, mieux que partout ailleurs, sur les bords occidentaux du plus petit cratère *n*, où l'illusion effaçant l'horreur du gouffre qui les avoisinait, offrait l'image d'une prairie émaillée des fleurs que nous apporte le riant avril. Ces expressions, que les lecteurs pourraient croire exagérées, sont loin pourtant de rendre l'effet naturel que produisait ce lieu. Je ne trouve rien de comparable à l'éclat de ces couleurs avivées par les vapeurs humides et rendues plus éblouissantes encore par le contraste des roches bronzées qui les environnaient.

Je ne négligeai pas non plus d'examiner et de recueillir diverses substances déposées par les exhalaisons gazeuses et dont quelques-unes me parurent exiger les recherches d'une analyse exacte. Parmi ces matières, il en est trois fort abondantes qui méritent d'être particulièrement signalées. La première et la plus commune est le gypse. Cherchant à me rendre compte de son mode de formation, je fus surpris de ne pouvoir en trouver une explication facile. J'avais maintes fois observé le gypse qui se montre de temps en temps au Vésuve, sur les roches où l'on remarque d'évidentes traces de décomposition, et je le croyais produit par la combinaison immédiate de l'acide sulfurique avec la chaux provenant de la roche décomposée. Mais le gypse que je trouvai en grande quantité, dans la journée du 23 février, formait de larges croûtes superficielles, d'une épaisseur de 3 à 5 millimètres, sur les sables et sur les

lapilli du cratère, sans que ces derniers fussent le moins du monde altérés ; et dans certains endroits les petites aiguilles de gypse étaient, comme un givre blanc, répandues sur les sables intacts. La nature des éléments de ce minéral ne permettant pas d'admettre qu'il eût été réduit en vapeur sans que sa composition chimique en fût altérée, je vois deux manières d'expliquer son origine : la première serait de le supposer entraîné en dissolution dans les vapeurs aqueuses, et la seconde, à laquelle j'accorde la préférence, consiste à admettre que du chlorure de calcium aurait été transporté à l'état gazeux, ou du moins dissous par des vapeurs aqueuses; dans cette hypothèse il sera facile de concevoir que le chlorure de calcium, arrivant en contact avec l'acide sulfureux et les vapeurs humides, ait donné lieu à un dépôt de gypse sur des *lapilli* conservés intacts. Les croûtes de gypse étaient formées de faisceaux d'aiguilles cristallines souvent colorées en jaune ou en roux par du sesquichlorure de fer. Traitées par l'eau distillée, les réactifs ont indiqué dans les eaux de lavage une grande quantité d'acide chlorhydrique, d'acide sulfurique, d'alumine, de potasse, d'oxyde ferreux, avec une faible proportion de sesquioxyde de fer.

Les deux autres substances, qui me parurent également se former en grande abondance, ne doivent pas être considérées comme de véritables espèces minéralogiques, chacune d'elles se trouvant composée de mélanges divers. L'une était blanche, nuancée de jaune sur certaines places, et se montrait en forme de concrétions semblables à de petits groupes de champignons; l'autre était disposée en stalactites terreuses, de couleur rouge

sombre. La première, qui me parut tout à fait nouvelle parmi les divers produits observés précédemment au Vésuve, imprimait sur la langue une saveur acerbe; elle était très-molle; portée dans mon cabinet, elle se dessécha, et par suite du resserrement elle se déforma et se gerça en plusieurs parties. Elle était très-soluble dans l'eau : l'essai analytique de cette solution m'y fit reconnaître la présence des acides sulfurique et chlorhydrique, de l'alumine, de la potasse, de la magnésie, de l'oxyde ferreux et d'un peu d'oxyde ferrique. La forte proportion de grains de sable qui s'y trouvaient mêlés ne me permettait que bien difficilement d'en prendre une quantité déterminée et convenable pour l'analyse. Cependant, après en avoir préparé une dissolution concentrée, j'ai attendu quelque temps pour voir si j'obtiendrais, soit des produits cristallisés, soit un dépôt semblable à celui qui se formait naturellement sur le Vésuve. Le résultat répondit à mon attente : il se déposa un grand nombre de cristaux d'alun assez volumineux, auxquels étaient associés quelques cristaux de sulfate de soude; c'est par l'examen des formes et des réactions chimiques de ces différents cristaux que je suis aisément parvenu à reconnaître leur nature. Trois jours après, ayant opéré la décantation, la liqueur a été abandonnée de nouveau à une évaporation lente : il s'est déposé encore des cristaux d'alun parmi lesquels se sont formées d'autres substances cristallines qui ont pris un accroissement rapide, au point d'atteindre 9 millimètres de hauteur sur 8 de largeur. J'ai reconnu que ces dernières étaient formées de sulfate de magnésie. Pour connaître approximativement les quantités relatives de ces différentes

matières cristallisées, je les ai pesées lorsqu'il ne restait que peu de liqueur à évaporer, et j'ai trouvé :

		gr.
Cristaux d'alun.		7,252
—	de sulfate de soude. . . .	0,938
—	de sulfate de magnésie. .	2,703

Le reste de la liqueur où s'étaient formés ces cristaux ne donnait, avec le chlorure de platine, aucun indice de la présence de la potasse; il y restait encore beaucoup d'alumine et d'oxyde ferreux, un peu d'oxyde ferrique, de la magnésie et de la soude unies aux acides sulfurique et chlorhydrique.

Je remarquai, sur la partie aplanie de l'ancien cratère comprise entre l'Ouest et le Nord, que les fumarolles des jours précédents avaient laissé en divers endroits de faibles dépôts en concrétions blanches, que j'ai trouvés uniquement formés de *sulfate de soude;* et dans les derniers jours de février on m'apporta d'autres concrétions recueillies sur les bords du nouveau cratère; ces dernières sont entièrement composées d'alun à texture fibreuse et granulaire, avec quelques rares cristaux octaèdres.

Quant aux stalactites terreuses, de couleur rouge, elles étaient solubles, en faible proportion; l'eau en ayant dissous environ le trentième de leur poids, j'ai trouvé, dans cette solution aqueuse, de l'alumine, de la chaux, de la magnésie, de l'acide sulfurique avec une faible proportion de chlore. Elles se sont dissoutes complétement dans l'acide chlorhydrique; 1g,406 dissous dans cet acide m'ont donné :

	grammes.	oxygène.
Acide sulfurique.	0,348	0,209
Alumine.	0,283	0,132
Oxyde ferrique.	0,505	0,152
Chaux.	0,050	0,014
Magnésie.	0,061	0,024
Potasse.	0,035	0,006
Perte.	0,124	»
	1,406	

Ces résultats font voir que la composition de ces stalactites rouges est très-complexe, et qu'elles constituent un mélange de diverses matières parmi lesquelles abondent principalement l'oxyde ferrique, l'alun et le sous-sulfate d'alumine. La perte doit consister, pour une grande partie du moins, en un peu de chlore, d'eau, et peut-être aussi de soude qu'on n'a pas recherchée dans l'analyse.

Parmi les produits trouvés dans les cratères qui sont restés après cette dernière éruption, il est bon de signaler le *soufre* qu'on a trouvé en faibles et rares dépôts sur les scories de quelques fumaroles, sous forme de très-petits cristaux ou de globules fondus. Je n'ai rencontré ni cristaux d'oligiste, ni de ces belles efflorescences de chlorure de cuivre, d'oxyde de cuivre, qui se montrent très-fréquemment sur notre volcan; je trouvai seulement, sur un des petits cônes de l'*Atrio del Cavallo*, quelques légères incrustations d'oligiste en cristaux microscopiques.

Je dois dire que j'y cherchai en vain le sel ammoniac. A la vérité il y eut un guide qui, connaissant mon désir de trouver cette substance, m'en montra un échantillon adhérent à certains morceaux de lave, en m'indiquant un endroit situé à pic sur le cratère méridional d'où il pré-

tendait l'avoir rapporté, bien assuré qu'il devait être que je n'aurais pas la témérité de m'y rendre pour en recueillir moi-même. Il me fut facile toutefois de reconnaître l'artifice à la netteté et à la fraîcheur de l'échantillon de lave qui ne pouvait avoir été détaché de la place indiquée, où les vapeurs acides affluaient en grande abondance. Ayant recherché l'ammoniaque par des essais appropriés parmi tous les sels recueillis, soit au sommet du Vésuve, soit sur les pentes du grand cône, et dans l'Atrio del Cavallo, je n'ai pu parvenir à constater sa présence. En effet, mes observations particulières appuient cette opinion déjà émise par d'autres personnes, savoir : que le sel ammoniac ne se forme parmi les fumaroles des laves du Vésuve que dans les parties où ces laves atteignent les pentes inférieures de la montagne mises en culture. Je ne saurais m'expliquer nettement la cause de ce fait, d'autant plus qu'on voit le sel ammoniac se produire continuellement dans les fumaroles du cratère de la solfatarre de Pouzzoles, ce qui semblerait exclure la nécessité d'une combustion de matières organiques par les laves, pour donner naissance à ce sel. Pour le moment, du reste, il ne sera pas tout à fait inutile de remarquer deux conditions particulières qui s'observent dans les endroits où ce sel apparaît sur les laves : la première est la proximité des terres cultivées, et la seconde est la hauteur au-dessus du niveau de la mer qui, n'excédant peut-être pas 400 mètres, me paraît avoir une influence sur le phénomène en question, par diverses causes inhérentes à l'air de ces basses régions.

Du reste, les laves nouvelles ont fourni une grande quantité de sel ammoniac dont les formes

cristallines étaient d'une admirable beauté. Il s'en est trouvé beaucoup de variétés dignes de l'attention des minéralogistes : sans m'arrêter à les décrire, je me contente, pour le moment, d'indiquer que leur forme la plus ordinaire est le rhombododécaèdre, quelquefois le cube, ou les deux formes combinés. La forme la plus remarquable pour la nouveauté du fait est celle de quelques cristaux géminés, ou, comme on dit, *hémitropes*, se pénétrant mutuellement et tout à fait semblables à ceux de *Sodalite* que j'ai décrits ailleurs (1). Ces cristaux sont ordinairement blancs et transparents, quelquefois ils montrent une légère teinte jaune d'or, due à la présence d'une petite quantité de chlorure ferrique. J'en ai trouvé une variété pulvérulente dans laquelle les essais analytiques m'ont démontré la présence du chlorure de magnésium.

Sachant combien il est important pour l'étude de l'histoire naturelle des volcans d'examiner leurs laves au moment où, fumantes encore, elles sont déjà figées et converties en pierre solide, je n'ai pas voulu m'épargner la peine de monter, pour la troisième fois, au Vésuve, dans la journée du 7 mars. Ce qui m'y détermina particulièrement, ce fut d'apprendre qu'indépendamment des ouvertures du côté septentrional dont j'ai parlé ci-dessus, il s'était opéré en divers points du côté oriental du grand cône, des déchirures qui avaient donné issue à de vastes torrents de matières en

(1) Note sur le gisement et sur la cristallisation de la *Sodalite* des environ de Naples, par M. A. Scacchi; traduite de l'italien par M. A. Damour. (Annales des Mines, 4e série, t. XII, p. 385 à 389, *Pl. III, fig.* 14.)

fusion. Étant donc retourné à l'Atrio del Cavallo, ma première pensée fut de revoir la grande crevasse et les monticules ignivomes observés le 9 février : j'y parvins très-facilement, car la chaleur brûlante et l'incommode fumée qui, ce jour-là, empêchaient de voir la majeure partie de ce spectacle grandiose, avaient entièrement cessé. Quant à la crevasse, elle était située précisément vis-à-vis de cette proéminence qui fait partie du groupe de la Somma, et désignée sous le nom de *Vitello;* elle occupait ainsi le côté du Vésuve situé entre le Nord et le Nord-Est. L'ayant mesurée à sa partie inférieure, je trouvai sa largeur égale à 160 mètres. Son ouverture, à la partie supérieure, peut s'évaluer au double. On voyait épars aux environs beaucoup de blocs d'un diamètre de 1 mètre et demi à 3 mètres, formés, pour la plupart, de leucitophyre ou d'augitophyre; quelques-uns étaient seulement composés d'un agrégat compact de sables et de lapilli; je ne mets pas en doute que ces blocs aient été lancés d'en haut lorsque le flanc de la montagne s'ouvrit, ou du moins qu'ils aient été précipités à travers cette crevasse à bords escarpés. Au milieu de cette ouverture, on voyait la coulée de lave vomie le 5 février, *Pl. IV, fig. 4*, et qui, arrivée au pied de la proéminence nommée *il Vitello*, s'était accumulée sur elle-même plus qu'on ne pourrait le croire, en atteignant une hauteur d'au moins 50 mètres. D'après les descriptions nombreuses et très-exactes que nous possédons des contrées voisines qui présentent des coulées de laves volcaniques, nous savions que ces laves sont en effet sujettes à s'entasser sur elles-mêmes lorsqu'elles rencontrent un obstacle quelconque; mais je ne

crois pas qu'on ait jamais observé un exemple de laves entassées jusqu'à une hauteur égale à celle que je viens de mentionner. Au milieu de cette masse de lave, et à l'endroit où elle avait rejoint le pied du grand cône, on voyait éboulé en partie l'un des petits cônes (*c*, en arrière), qui furent en éruption le 9, et par le pied duquel on reconnaissait que la nouvelle lave s'était échappée. C'est probablement aussi par le pied de ce même cône que s'échappa la lave *m*, *m*, qui s'était déployée dans le canal *dell Arena*, et que je trouvai solidifiée lors de ma visite du 9. L'autre petit cône (*c*, en avant) était situé en dehors et à quelques mètres de distance du bord occidental de la crevasse. Il s'était conservé à peu près intact, sauf quelques éboulements au sommet. Sa hauteur s'élevait à 13 mètres. Il montrait du côté du Nord, un renflement à sa base; cette protubérance s'était ouverte à la partie supérieure, de même que le sommet de ce petit cône. L'ouverture présentait une excavation d'environ 9 mètres, et l'on voyait vers le fond, semblable au lit d'un fleuve, le canal qui avait servi d'issue à la lave. Ce canal communiquait ensuite avec la grotte *e* décrite précédemment, et arrivait enfin au grand jour *f*, *f*, pour se diriger vers le canal *dell Arena*. La lave épanchée dans la soirée du 9, et qui avait recouvert la petite coulée de lave *b*, *b*, apparue le 5, était située un peu plus à l'Occident. Elle se montrait sur la pente inférieure de la montagne, et à partir du sixième de cette pente, peut-être même un peu plus bas. Il ne s'était formé aucune proéminence à l'endroit de la sortie. Enfin, près du bord oriental de la grande crevasse, on voyait d'autres traces de dislocation, à peu près au sixième de la

hauteur du grand cône à partir du bas. En ce même endroit, dans la soirée du 9, il s'épancha un autre torrent de matières en fusion auprès de quelques jets de laves sortis le 2 avril 1848, et qui s'arrêtèrent en atteignant l'Atrio del Cavallo. Toutes ces laves qui, à leur sortie, s'étaient partagées en divers embranchements, se réunissaient en un vaste torrent dont la largeur moyenne peut s'évaluer à 450 mètres; ce dernier, parcourant l'Atrio del Cavallo et tournant au midi, au-dessous des crêtes orientales de la Somma, avait trouvé un nouvel affluent dans les laves qui descendaient par sept issues différentes du côté oriental du Vésuve.

Les ouvertures qui s'étaient formées de ce côté se trouvaient réparties sur un espace d'environ 800 mètres, et les plus septentrionales d'entre elles étaient indiquées par deux petits cônes unis à leur base, et situés au septième de la pente inférieure de la montagne. Plus loin, et un peu au-dessus, dans la direction du Midi, il y avait un autre cône beaucoup plus grand que les précédents et plus élevé que les monticules du côté septentrional, bien que son sommet fût écroulé; venait ensuite une lave qui s'était fait issue au tiers de la hauteur du Vésuve; aucun monticule ne s'était formé à sa sortie. Le cinquième jet de lave avait pris naissance un peu au-dessous du précédent, et toujours plus avant dans la direction du Midi; sur un point rapproché du pied de la montagne, il y avait au milieu de cette lave une autre bouche d'éruption facile à reconnaître, parce que l'on apercevait encore en cet endroit les ruines d'un cône percé profondément au milieu. A une grande distance des précédents, et plus au bas, sur le

flanc d'un monticule de scories qui indiquait encore le lieu d'où sortit la lave de 1834, on voyait le point où s'était montrée au jour la septième lave remarquable par ses inégalités. Ces coulées, arrivant sur la surface du sol situé au bas des pentes orientales du Vésuve, formaient en s'unissant ensemble, et par leur réunion aux torrents de lave venus par le canal *dell Arena*, un vaste champ de roches raboteuses parmi lesquelles on distinguait encore la voie suivie par une coulée plus large que les autres, et qui, en se solidifiant, s'était divisée à la surface en forme de grandes tables. Au milieu de ce théâtre de désolation, on voyait avec étonnement quelques cavités à bords relevés indiquant les points où les laves avaient éjecté des matières fragmentaires à la manière des petits cônes d'où elles étaient sorties. Ce fait, autant que j'en puis juger par d'autres observations de ce genre, ne saurait être attribué à des ouvertures qui se seraient faites au-dessous de la lave, à la surface de l'Atrio del Cavallo, mais plutôt à ce que, dans certaines circonstances particulières, les laves produisent par elles-mêmes de semblables éjections.

Il n'est pas possible de connaître le jour précis où s'ouvrirent les bouches du côté oriental, parce que ce point était inaccessible par la route *degli Atri* pendant la journée où les monticules du côté boréal furent en éruption, mais il ne reste pas de doute qu'elles se montrèrent entre le 5 et le 12 février, puisqu'elles n'existaient pas avant cette époque et qu'on les trouva éteintes le 13. Quand je les visitai, elles conservaient encore à une faible profondeur une chaleur vive qui témoignait de leur formation récente. Les monti-

cules qui avaient surgi au-dessus des trois premières ouvertures et de la cinquième se montraient, sur leur côté oriental, ouverts de haut en bas par une large échancrure : c'est de ce côté que les laves étaient descendues en suivant la déclivité de la montagne.

Indépendamment des coulées sorties par les sept ouvertures déjà décrites et qui se confondaient en une seule dans la plaine inférieure, il y avait encore deux autres jets de lave partant à la distance de quelques centaines de mètres ou un peu plus, des bords du cratère et descendant jusqu'au bas, presque parallèlement aux deux dernières ouvertures inférieures. L'un, le plus méridional, fut rejeté le 10 janvier 1849; l'autre appartient à la dernière éruption du Vésuve; c'est le seul qui se soit arrêté un peu avant d'atteindre le pied du volcan.

Les nombreuses laves sorties par les flancs ou près de la base du grand cône du Vésuve, depuis le 5 jusqu'au 12 février, sont toutes placées au-dessous du plus grand des deux gouffres, *Pl. IV*, *fig.* 5 et 6, *m*, qui ont excavé la surface supérieure de l'ancien cratère, et l'on pourrait croire le Vésuve fortement menacé de ce côté, jusque dans ses fondements, par suite de tant de crevasses et d'ouvertures. Je suis bien éloigné cependant de prédire un écroulement facile et prochain de cette montagne : je pense en effet que les matières en fusion dont se composent les laves, pénétrant à travers les flancs intérieurs du Vésuve, au point de se faire jour et de s'épancher en quantité proportionnée à leur affluence et à la violence de l'impulsion interne, doivent, une fois l'éruption terminée, laisser sous forme de profonds et solides filons la portion qui

n'a pu s'écouler au dehors. Ces filons, semblables à ceux qu'on observe sur les pentes intérieures de la Somma, apportent une solidité et une stabilité nouvelles aux cônes d'éruption formés en grande partie de matières fragmentaires.

En arrêtant sa pensée sur les particularités que nous a présentées le récent embrasement, on doit considérer que, lorsqu'il s'ouvre plusieurs bouches d'éruption sur les montagnes ignivomes, s'il est souvent arrivé que ces bouches se soient montrées rangées suivant une même ligne droite, il ne faut pas pour cela voir, dans cette disposition, une loi inhérente à la nature des Volcans. La position relative des différentes bouches qui s'ouvrirent sur le flanc oriental du vésuve offre un exemple tellement opposé à cette loi qu'on ne saurait en désirer un plus évident. Il est vrai que des ouvertures situées en ligne droite les unes à côté des autres présentent un ensemble plus favorable à l'hypothèse qui attribue la cause des éruptions volcaniques à une injection de matières fondues partant de l'intérieur de la terre, sous forme de veines. Toutefois, la distribution irrégulière de ces ouvertures ne contredit certainement pas cette même hypothèse, puisque les veines intérieures peuvent se répartir en plusieurs branches qui doivent surgir ainsi et faire éruption sans aucun ordre sur divers points de la surface des volcans.

Si nous jetons ensuite un rapide coup d'œil sur les faits que nous a présentés ce dernier embrasement et sur les changements observés au Vésuve, à partir de 1841, pour en faire l'application à la théorie des cratères de soulèvement, adoptée et combattue par d'illustres géologues, nous pourrons

en remarquer un grand nombre en opposition avec cette même théorie. Le fond du vieux cratère s'est élevé successivement, non par l'effet d'une force intérieure qui l'aurait soulevé de bas en haut, mais parce que de nouvelles matières rejetées, pour ainsi dire chaque jour, par diverses ouvertures se sont accumulées et ont formé un nouveau sol plus élevé que le précédent. C'est un fait que j'ai eu occasion maintes et maintes fois de vérifier par moi-même : pour en donner un exemple, j'ai représenté, *Pl. IV*, *fig.* 2, le cône éruptif intérieur tel que je l'observai le 13 octobre 1843. On voyait autour de sa base une lave *e*, *e*, fluide peu de jours avant, et au-dessus d'elle s'épanchait déjà une autre lave *d*, *d*, sortie par le côté oriental de la base du même cône. A dater de 1845, j'ai vu souvent trois ou quatre jets de lave recouvrir lentement les laves des jours précédents, sur diverses parties du fond du cratère devenu plus large par suite de son exhaussement. La grande masse de matières fragmentaires, haute de plus de 60 mètres, *Pl. IV*, *fig.* 6, *b*, qui en peu de jours s'est adossée aux bords du vieux cratère, au côté Sud-Est, est un autre fait qui montre avec quelle facilité peuvent s'élever les montagnes à cratères d'éruption. Il suffit de se rappeler que l'histoire des éruptions du Vésuve, à partir de 1631 (lorsque son cône resta à 200 mètres plus bas que le cône actuel) jusqu'à nos jours, nous apporte de telles preuves de pareils exhaussements qu'il n'était pas nécessaire d'en avoir un exemple sous nos yeux pour en demeurer convaincu. Ajoutons encore qu'en présence de tant de crevasses par lesquelles les torrents de lave se firent jour, loin qu'il se formât le moindre soulè-

vement de la surface du sol, on observa, près de quelques-unes d'entre elles, de notables excavations. Je ne m'étendrai pas davantage sur ce sujet, que je pourrais faire suivre de beaucoup d'autres considérations : ce que je viens de dire est suffisant pour que la science puisse tirer parti des faits observés pendant l'éruption que j'ai pris à tâche de décrire.

Le vaste torrent, formé par la réunion des divers ruisseaux de matières minérales liquéfiées par l'action du feu, s'étant avancé sur un espace d'environ 2.500 mètres dans la vallée comprise entre le Vésuve et les montagnes de la Somma, était arrivé jusqu'aux proéminences inférieures nommées *Cognoli di Ottajano* et *Cognoli di fuori*; puis s'engouffrant alors par l'ouverture qui les sépare, il s'était répandu sur les pentes de l'antique Vésuve, situées entre l'Est et le Sud-Est. En suivant presque le même chemin que la lave de 1834, il avait enveloppé et détruit la maison de campagne du prince d'Ottajano. Descendu dans la plaine, il s'était développé sur une grande largeur, avec une tendance à se partager en deux embranchements, près de la métairie de S. Teresa. L'embranchement de gauche s'étant bientôt arrêté, celui de droite s'était avancé jusqu'à la métairie de S. Felice et de Scócozza. Il n'entre pas dans mon sujet de faire connaître les dommages causés dans ces fertiles campagnes par le torrent de feu : je ne décrirai pas non plus les phénomènes que présenta la lave sur un si long trajet d'environ 6.500 mètres, à partir des *Cognoli di Ottajano*, n'ayant à ma connaissance aucun fait digne d'être rapporté, si ce n'est la production du sel ammoniac dont j'ai parlé précédemment.

Étant revenu vers l'Atrio del Cavallo, je vis la lave, déjà solidifiée sur cette haute vallée, montrant encore, après un mois écoulé depuis le moment où elle avait cessé de s'épancher, une chaleur intérieure très-vive et principalement à l'endroit situé au-dessous de la crête de la Somma qui s'étend de la *Punta dei Cervi* jusqu'aux *Cognoli di Ottajano*. On éprouvait en ce lieu beaucoup d'incommodité à l'approche de certaines fumarolles ardentes, non-seulement à cause de leurs exhalaisons suffocantes d'acide chlorhydrique, mais aussi par suite de leur chaleur assez forte pour fondre les croûtes épaisses de chlorure sodique et de chlorure potassique qui s'étaient déposées à la surface des scories. Sur presque toutes les fumarolles qui dégageaient d'épaisses vapeurs avec beaucoup d'activité, outre les chlorures sodique et potassique à l'état cristallin, coralloïde ou incrustant, on admirait la couleur jaune des scories environnantes, due au sesquichlorure de fer; et ces mêmes effets se retrouvaient sur d'autres places où l'on pouvait présumer que de pareilles exhalaisons s'étaient montrées peu de jours avant. Ayant examiné plus attentivement ces scories jaunes, je remarquai à leur surface de petites aspérités rudes au toucher; quelques-unes en aiguilles et ramifiées, d'autres obtuses, formaient comme une couche superficielle d'efflorescences jaunes. Des échantillons de ces scories que j'emportai chez moi attirèrent l'humidité de l'air, par suite du chlorure de fer qu'ils contenaient, et se montrèrent humectés d'eau, tandis que les petites aiguilles efflorescentes restèrent insolubles dans l'eau. Ne voulant pas retarder la publication de ce mémoire, j'ai ajourné pour le moment les

de plus de 120 mètres, à partir de la coulée de lave couvrant le fond de la vallée. Nul doute qu'en ce dernier endroit les sels eussent été déposés par les exhalaisons de la lave sous-jacente; et les croûtes qui atteignaient une épaisseur de 4 millimètres recouvraient non-seulement la surface des récents dépôts de sables, mais encore les filons de Leucitophyre qui n'offrent aucun indice de décomposition. J'ai cru devoir signaler cette circonstance parce que, quant aux croûtes salines qui recouvraient les sables, la facilité avec laquelle les sels dont elles sont formées se dissolvent dans l'eau, pourrait faire supposer que les sels auraient été d'abord entraînés en ce lieu par les sables, puis ramenés à la surface par l'effet des phénomènes de capillarité. J'ai fait quelques essais pour reconnaître la nature des sels qui constituaient les croûtes que je viens de signaler, et j'ai trouvé dans leur dissolution beaucoup d'acide chlorhydrique et un peu d'acide sulfurique combinés à la magnésie, à la potasse, à la soude et à une petite quantité d'alumine.

L'état du Vésuve au 7 mars pouvait faire prévoir une nouvelle reprise d'éruption; en effet, vers sa base on entendait un bruissement intérieur accompagné d'un murmure semblable à celui que produisent les matières liquides en ébullition. Je me suis assuré que cette agitation interne commença à se manifester trois jours avant. Sa cime donnait beaucoup de fumée, sans explosions, et dans les premiers jours du mois il y avait eu de notables éboulements sur les bords escarpés des deux cratères nouvellement formés au sommet. En marchant sur la lave de l'Atrio del Cavallo, je sentis plusieurs fois le sol craquer sous mes

pieds, et je reconnus sans peine que ce craquement était produit par la rupture intérieure de la masse de lave qui se resserrait en se refroidissant; mais il y eut aussi un de ces craquements beaucoup plus violent que les autres qui me parut venir d'une grande profondeur : l'éboulement de pierres qui s'ensuivit prouva que le Vésuve aussi bien que les montagnes de la Somma en avaient ressenti la secousse.

Dans cette même journée, je constatai la présence des *mofettes* qui commencèrent à se montrer à partir du 2 mars; je trouvai qu'elles étaient nombreuses et dégageaient des gaz en abondance. On m'assura que beaucoup de personnes avaient été asphyxiées pour n'avoir pas eu la prudence d'éviter leurs exhalaisons morbides, mais qu'elles avaient été rappelées à la vie par des secours immédiats. Les mofettes les plus fortes que j'aie eu occasion d'observer, et celles qui, d'après les renseignements reçus, causaient le plus d'effroi, sortaient au-dessous de la lave de 1631; elles dégageaient une légère odeur qui me parut être celle de l'acide chlorhydrique. En parcourant la route du Vésuve située au milieu des terres cultivées, je sentis nettement, sur divers points, une semblable odeur, et sans ajouter foi aux paroles de mon guide qui attribuait cet effet aux mofettes, je crus qu'il provenait plutôt des vapeurs d'acide chlorhydrique sortant par la cime de la montagne et se rabattant jusqu'en bas. En continuant mon chemin, si je ne fus pas entièrement dissuadé, j'eus toutefois sujet de concevoir des doutes sur ma première opinion. En effet, après avoir dépassé la hauteur de 300 mètres, il me fut impossible de retrouver la même odeur. Ceci me porte à croire

que les mofettes dégagent, en même temps que de l'acide carbonique, une petite quantité d'acide chlorhydrique. J'ajouterai que les eaux des puits, d'après l'expérience que je fis près de l'église de Santa-Maria à Pugliano et auprès du palais de Portici, avaient une saveur qui dénotait la présence d'une grande quantité d'acide carbonique. Je trouvai aussi les habitants des pentes occidentales inférieures de la montagne, dans une grande appréhension de voir périr en peu de temps les végétaux dont les racines sont infectées par les exhalaisons malfaisantes de cet acide.

Avant de terminer cette relation, il me reste à dire quelques mots sur la composition minéralogique de sables et de laves. Les premiers, que vulgairement et à tort on nomme *cendres*, se montrent composés de deux parties : l'une, en forme de poudre très-fine qu'on ne saurait rapporter à aucune des espèces oryctognostiques; l'autre, formée de petits grains qui peuvent être séparés de la première au moyen du lavage. Ces grains sont composés d'augite et d'amphigène auxquelles sont associées des paillettes de mica en assez grande quantité, et quelques parcelles de titanate de fer qu'on peut reconnaître en les enlevant à l'aide du barreau aimanté. Je n'ai trouvé aucune différence de composition entre les sables recueillis sur divers points assez éloignés les uns des autres, tels que la Pointe du Palo et les terrasses d'Ottajano. L'eau distillée employée pour les laver a laissé par l'évaporation un résidu qui n'excédait pas les deux millièmes de la proportion de sables employés : ce résidu était formé de gypse et des mêmes substances salines trouvées sur le cratère. Les laves contenaient, comme d'ordinaire, beaucoup de

cristaux d'augite et d'amphigène, beaucoup plus des premiers que des seconds; on y distinguait encore quelques lamelles de mica. Ce qu'il importe le plus de connaître, en ce qui les concerne, c'est le long espace qu'elles ont parcouru à partir des ouvertures du canal *dell arena*, et qui équivaut à plus de 9.000 mètres. Ce long parcours ne fut jamais atteint par les autres laves épanchées, depuis dix-huit siècles que nous avons connaissance des embrasements du Vésuve.

Observations quotidiennes sur les changements survenus au Vésuve à partir de 1840, *jusqu'au mois de mars* 1850.

Ces observations ont été en partie faites par moi-même, dans mes visites au Vésuve et en partie recueillies sur des notes qui m'ont été communiquées par des personnes habituées à fréquenter notre volcan et auxquelles je dois les échantillons des différentes substances qui s'y sont formées de temps en temps. Les mesures qui se rapportent aux années 1845, 1846 et 1847 ont été prises à l'aide des méthodes géodésiques les plus précises que la science possède, par M. le professeur Amante, dont le nom garantit suffisamment l'exactitude apportée dans cette opération. Me proposant, par la publication de ces éphémérides, de faire connaître la nature des changements que subit habituellement le Vésuve, j'ai supprimé les observations d'un grand nombre de jours, que j'avais portées sur mes notes, et qui n'auraient rien ajouté d'important à celles dont j'ai particulièrement fait choix. Je dois aussi prévenir que j'ai omis d'indi-

quer, parmi les produits du Vésuve, le chlorure de sodium, les chlorures de fer et l'acide chlorhydrique, parce que ces substances s'y rencontrent de tout temps, en plus ou moins grande quantité : et quand je dis le *pied du Vésuve*, j'entends la partie inférieure du grand cône qui se termine soit à l'Atrio del Cavallo, soit à cet endroit incliné en pente douce, nommé *le Piane*, qui se trouve à la même hauteur que l'Atrio.

31 mars 1840. .	Forme du cratère (voir *Pl. IV*, *fig.* 1). Acide sulfureux et gypse au fond du cratère; *cotunnite* et cuivre oxydé près la Punta del Mauro *b*.
20 sept. 1841. .	Éjection de pierres, du fond du cratère.
17 juillet 1842.	Éjection de pierres, du fond du cratère; absence d'eau dans les puits de Resina.
14 janvier 1843.	Petit cône en éruption à l'intérieur du cratère.
15 mars.	Trois courants de lave sortent au pied du cône intérieur : cristaux d'oligiste dans les fumarolles.
22 mars.	Deux nouvelles bouches d'éruption sur les flancs du cône intérieur.
30 juin 1843. .	Deux courants de lave s'épanchent près du pied du cône intérieur.
15 juillet. . . .	Le cône intérieur est en éruption par trois bouches; la lave s'épanche à son pied.
4 septembre. . .	Grande fente longitudinale au cône intérieur; violente éjection de roches; chlorure de cuivre dans les fumarolles.
9 septembre. . .	Un nouveau cône intérieur s'élève sur les ruines du précédent; la lave sort à son pied.
13 octobre. . .	Cône intérieur en éruption par trois ouvertures; deux d'entre elles sont situées au sommet : la troisième sur le flanc oriental; la lave s'épanche au pied. (Voir *Pl. IV*, *fig.* 2.)
31 octobre. . .	Deux ouvertures au cône intérieur, dont une seule en éruption; lave sortant au pied du cône; sulfate de cuivre dans les fumarolles.
18 novembre. .	Six courants de lave sortent au pied du cône intérieur; abondance de fer oligiste et de chlorure de cuivre dans les fumarolles.

30 novembre. . Cône intérieur en éruption par quatre bouches; lave sortie au pied, et plus fluide qu'à l'ordinaire.

14 décembre. . Lave sortie au-dessous de la pointe du Palo, dans l'intérieur du cratère; abondance d'oligiste et de cuivre oxydé.

19 janvier 1844. Sept courants de lave sortent en différentes places du fond du cratère; une grande partie du cône intérieur s'écroule.

31 janvier. . . . Cinq courants de lave sortent au pied du cône intérieur; au point d'épanchement de l'un d'eux, éjection de roches comme au sommet du cône.

27 février. . . . Lave sortie à environ 50 mètres de distance du cône intérieur; grande quantité d'oligiste.

2 mars. . . . . Nouvelle bouche d'éruption au cratère sur le flanc Sud-Est, d'où s'échappent plusieurs ruisseaux de lave; cône intérieur en éruption par trois bouches; éjection de cristaux isolés de pyroxène.

5 avril. . . . . . Grande fente au cône intérieur; lave coulant par cinq endroits; abondance de cuivre oxydé.

13 avril. . . . . Dégagement de fumée en forme de cercles.

22 avril. . . . . Deux bouches d'éruption sur le cône intérieur; quatre nouvelles bouches en éruption au fond du cratère vers le pied du cône; grande fente à l'intérieur du cratère du côté du Sud-Est; abondance d'oligiste et de gypse.

6 juillet. . . . . Trois courants de lave au pied du cône intérieur; dégagement de fumée en forme de cercles.

23 juillet. . . . Dégagement de fumée en forme de cercles pendant toute la journée, forts mugissements; quatre courants de lave au fond du cratère, nombreuses crevasses sur le cône intérieur; absence d'eau dans les puits de Resina.

4 août. . . . . . Formation de grandes stalactites de chlorure sodique et potassique mêlées de chlorure de fer; ces stalactites, au bout de quelques jours, ont laissé tomber en gouttelettes déliquescentes le chlorure ferrique dissous par l'humidité de l'air et se sont couvertes de cristaux de chlorure ferreux.

28 août. . . . . Le sommet du cône intérieur dépasse les bords du cratère; deux courants de lave sortent du fond du cratère; éjection de cristaux isolés de pyroxène.

4 septembre. . . Grande éjection de morceaux de lave, au sommet du cône intérieur.

8 septembre. . . Eboulement du sommet du cône intérieur; trois bouches en éruption au-dessous de la pointe du Palo.

30 octobre. . . . Deux nouveaux petits cônes d'éruption dans le cratère, plusieurs courants de lave sortant du fond; abondance d'oligiste et de sulfate de cuivre.

4 novembre. . . Deux nouveaux petits cônes d'éruption, ceux du 30 octobre ayant été détruits; grand courant de lave sorti au pied du plus grand cône.

26 décembre. . Deux nouveaux petits cônes d'éruption sur le côté oriental, six courants de lave surgissent sur la plate-forme du cratère.

24 janvier 1845. Trois courants de lave se montrent sur la plate-forme du cratère; grande abondance de chlorure sodique.

3 février. . . . . Violente éruption du cône intérieur et écroulement de son sommet; nouveau petit cône en éruption; plusieurs courants de lave dans le cratère.

19 mars. . . . . Forte éruption du cône intérieur; la plate-forme du cratère ne montre plus de laves en fusion; oligiste et sulfate de cuivre dans les fumarolles.

22 avril. . . . . Deux petites bouches d'éruption sur le côté oriental; éjection de cristaux isolés d'amphigène, par l'une d'elles; grand torrent de lave sorti par une fente qui s'est formée auprès des deux bouches; grandes masses éjectées par le cône intérieur; abondance de sulfate et de chlorure de cuivre.

30 avril. . . . . Le cône intérieur reste calme; quatre courants de lave sortent de la plate-forme du cratère; abondance d'oligiste.

11 mai. . . . . Le cône intérieur reste calme pendant une grande partie de la journée; petit cône d'éruption de courte durée; grande fente à la plate-forme du cratère, du côté oriental.

14 juin.	Forte éruption du cône intérieur; lave sur la plate-forme du cratère, au côté Sud-Est; autre lave du côté du Nord-Ouest, qui excède les bords du cratère.
9 juillet.	Deux nouvelles bouches d'éruption; l'une sous la pointe du Palo, et l'autre du côté Sud-Ouest.
7 août.	Trois petits cônes d'éruption avec de fortes rumeurs du côté de l'occident; éjection, par l'un d'eux, de cristaux isolés de pyroxène; grand nombre de jets de lave sur la plate-forme du cratère.
25 août.	Bruyante éruption du cône intérieur; dégagement de fumée en forme de cercles; plusieurs petites bouches d'éruption du côté de l'occident; beaucoup de laves sur la plate-forme du cratère; abondance d'oligiste.
29 août.	Météore lumineux au-dessus du Vésuve vers dix heures du soir.
3 septembre. . .	Météore lumineux semblable à celui du 29 août, vers onze heures du soir.
14 septembre. .	Grande cavité, avec trois bouches en éruption, dans la direction du Nord-Est; éjection de cristaux isolés d'amphigène par le cône intérieur; abondance de chlorure de cuivre; météore lumineux sur les pentes inférieures du Vésuve, du côté de Resina.
21 septembre. .	Forte éruption du cône intérieur, avec écroulement de son sommet; lave sortie du fond du cratère.
10 novembre. .	Nouveau petit cône d'éruption au pied duquel s'échappe un torrent de lave.
20 novembre. .	Le sommet du cône intérieur est à $21^m,3$ au-dessous de la pointe du Palo; hauteur de la pointe du Palo au-dessus de la mer égale 1.203 mètres; elle est située au côté boréal et le méridien qui traverse le centre du cratère rencontre la pointe du Palo et la *Punta del Nasone*, cette dernière formant la cime la plus élevée des montagnes de la Somma.
22 novembre. .	Torrent de lave sorti au-dessous de la pointe du Palo; autres laves à la base du cône intérieur; quantité extraordinaire de fumarolles.
9 décembre. . .	Deux petites bouches d'éruption entre la pointe du Palo et le cône intérieur; forte éruption du

	cône intérieur; sulfate de cuivre dans les fumarolles.
Du 12 au 20 déc.	Dégagement de fumée en forme de cercles.
22 janvier 1846.	Cône intérieur en éruption par quatre ouvertures; grande quantité de laves sortant de la plate-forme du cratère.
28 janvier. . . .	Petit cône d'éruption du côté oriental; nombreuses fentes au cône intérieur; bruissements éclatants; l'eau tarit dans quelques puits à Resina.
4 février.	Lave sortie par le cratère et descendue jusqu'au pied du grand cône du Vésuve, du côté Nord-Ouest.
27 février. . . .	Grande flaque de lave onduleuse et différents jets de lave sur la plate-forme du cratère; le sommet du cône intérieur se trouve à 9 mètres 1/2 au-dessous de la pointe du Palo.
14 mars.	Beaucoup de laves sortent de la plate-forme du cratère; une d'elles déborde le cratère du côté du Nord-Ouest.
31 mars.	Le sommet du cône intérieur est à 6^{m},8 au-dessous de la pointe du Palo.
18 avril. . . .	Six petits cônes en éruption dans le cratère; dégagement de fumée en forme de cercles, par le cône intérieur; absence d'eau dans quelques puits à Resina.
12 mai.	Le cône intérieur est devenu très-aigu à sa cime; oligiste dans les fumarolles; beaucoup de laves coulent sur la plate-forme du cratère.
27 mai.	Forte éruption du cône intérieur; écroulement de son sommet.
24 juin.	Fumée qui endommage les campagnes de Resina; dessèchement de quelques puits.
5 juillet.	Le sommet du cône intérieur dépasse de 16^{m},5 la pointe du Palo.
8 juillet.	Lave descendue du cratère jusqu'au pied du grand cône du Vésuve, sur le côté oriental; absence d'eau dans un grand nombre de puits des campagnes voisines; nombreuses bouches en éruption, sur la plate-forme du cratère.
10 août.	Grande crevasse du sommet à la base du cône intérieur avec épanchement de lave; petit cône au pied du cône intérieur éjectant avec fracas

une grande quantité de roches et de cristaux isolés d'amphigène.

26 août. . . . . Flaque de lave onduleuse vers le pied du cône intérieur; éjection de cristaux isolés d'amphigène; lave descendue du cratère jusqu'à la moitié du grand cône du Vésuve, côté Nord-Ouest.

13 septembre. . Lave sortie au pied du cône intérieur; petites bouches d'éruption sur la plate-forme du cratère.

20 novembre. . . Flaque de lave onduleuse dans le cratère, vers le côté oriental; vive éruption du cône intérieur.

29 novembre. . . Cinq torrents de lave débouchent au-dessous de la pointe de Palo; quatre petites bouches d'éruption au côté Nord-Ouest. Dégagement de fumée en forme de cercles, par une petite bouche du cône intérieur.

8 décembre. . . Deux petits cônes d'éruption près de la pointe du Palo; lave sortie du cratère, du côté oriental.

7 janvier 1847. . Grand nombre de bouches d'éruption sur la plate-forme du cratère; laves descendues dans l'Atrio del Cavallo, du côté de l'Est et du Nord-Est.

16 janvier. . . . Deux petits cônes au sommet du cône intérieur; deux autres petits cônes, l'un sous la pointe du Palo et l'autre du côté Est, tous en éruption; beaucoup de laves coulant sur la plate-forme du cratère; sommet du cône intérieur élevé de 19m,3 au-dessus de la pointe du Palo.

7 février. . . . . Le cône intérieur reste calme; laves du côté de l'Est, quelques-unes ont dépassé les bords du cratère; éjection de cristaux isolés d'amphigène.

18 février. . . . Lave vomie avec fracas auprès de la pointe du Palo; le cône intérieur montre trois bouches d'éruption à sa cime.

21 mars. . . . . Lave descendue du cratère jusqu'au pied du Vésuve, sur le côté du Levant.

29 mars. . . . . Le sommet du cône intérieur dépasse de 33m,8 la pointe du Palo.

22 avril. . . . . Lave sortie au-dessous de la pointe du Palo; dégagement de fumée en forme de cercles.

3 juin. . . . . . Lave au pied du cône intérieur; abondance d'oligiste.

22 juin. . . . . Éruption bruyante du cône intérieur ; plusieurs laves coulent sur la plate-forme du cratère ; éjection de cristaux isolés d'amphigène.

28 juillet. . . . . Grand nombre de petits cônes éruptifs sur la plate-forme du cratère ; lave descendue du cratère vers le côté Nord-Est ; dégagement de fumée en forme de cercles.

2 août. . . . . . Absence d'eau dans les puits de Resina ; grand torrent de lave sorti du pied du cône intérieur et descendu jusqu'à la plaine des Genêts. Violente secousse à la cime du Vésuve.

9 août. . . . . . Nouveau torrent à côté de la lave du 2 ; arrivé au pied du Vésuve, il produit des explosions à la manière des cônes en éruption.

12 août. . . . . Explosions de la lave, au pied du Vésuve ; grande crevasse au-dessous de la pointe du Palo ; abondance d'oligiste ; cône intérieur presque calme.

Du 15 au 22 août. Lave coulant sur les pentes occidentales du Vésuve ; le 16 août, le sommet du cône intérieur dépasse de $37^{m},1$ la pointe du Palo. Diamètre de la bouche *ee'* (*Pl. IV, fig.* 3) indiquée telle qu'on la voyait du bureau topographique de Naples = 42 mètres ; diamètre de la base *mn* du cône intérieur = 185 mètres ; angle du côté *em* avec l'horizon = 36° 25′ ; angle du côté *e'n* avec l'horizon = 34° 15′.

25 août. . . . . . Nouveaux torrents de lave descendus jusqu'au pied du Vésuve, aux côtés Nord-Ouest et Sud-Ouest, dont quelques-uns arrivés à la plaine des Genêts éclatent en explosions ; violente éruption du cône intérieur.

27 août. . . . . Les laves du 25 sont encore fluides.

1er septembre. . Grande flaque de lave sur la plate-forme du cratère ; lave coulant sur la pente occidentale du Vésuve.

2 septembre. . . Deux torrents de lave sur la pente occidentale du Vésuve ; cône intérieur presque calme.

Du 3 au 8 sept. . Nouvelles laves sur les pentes occidentales et méridionales du Vésuve.

9 septembre. . . Plate-forme du cratère, embrasée en grande partie ; rares et faibles explosions du cône intérieur, et éjection de sables.

12 septembre. . Éjection abondante de sables par le cône intérieur; deux petits cônes d'éruption du côté Nord-Ouest; abondance d'oligiste.

13 septembre. . Lave sur les pentes occidentales du Vésuve, sortie au-dessous des laves refroidies du cratère, et près de ses bords.

16 septembre. . Quatre petits ruisseaux de lave sur les pentes occidentales du Vésuve.

23 septembre. . Laves encore ardentes sur les pentes du Vésuve; cône intérieur à peu près calme.

27 septembre. . Calme presque complet sur le Vésuve.

Du 12 au 17 nov. Petits jets de lave sortis par les bords du cratère.

16 décembre. . Deux bouches d'éruption sur la plate-forme du cratère, au côté Sud-Ouest; lave épanchée par le bord oriental; dégagement de fumée en forme de cercles.

23 janvier 1848. Trois torrents de lave sur la plate-forme du cratère, un d'eux descend jusqu'au pied du Vésuve.

9 février. . . . . Cinq bouches d'éruption sur la plate-forme du cratère.

15 février. . . . Cône intérieur en éruption par un grand nombre de bouches; flaque de lave onduleuse sur la plate-forme du cratère, au côté du Levant; lave descendue en bas, du même côté.

22 février. . . . Grande crevasse au cône intérieur; beaucoup de petits cônes en éruption, et grande quantité de jets de lave fluide sur la plate-forme du cratère; abondance d'oligiste et de chlorure de cuivre.

23 mars. . . . . Sommet du cône intérieur démoli par les explosions; roches lancées au delà des bords du cratère; beaucoup de petits cônes d'éruption sur la plate-forme du cratère.

1er et 2 avril. . Forts bruissements dans le Vésuve; le 2, il s'ouvre deux bouches au pied du grand cône, du côté Nord-Est, avec de violentes explosions et épanchements de lave; grande quantité de petits cônes d'éruption et de laves fluides, sur la plate-forme du cratère; exhalaisons abondantes de fumée qui endommage les végétaux.

8 avril. . . . . Laves sorties au pied du cône intérieur et descendues jusqu'au pied du Vésuve; autres laves fluides sur la plate-forme du cratère; douze

	petites bouches en éruption au sommet du cône intérieur.
29 mai.	Vives explosions du cône intérieur et écroulement de son sommet; petits cônes en éruption et laves fluides sur la plate-forme du cratère.
31 mai.	Lave descendue dans l'Atrio del Cavallo, du côté Nord-Est.
3 juin.	Absence d'eau dans les puits de Resina et de Torre del Greco; secousse et tremblement aux environs du Vésuve; lave descendue jusqu'auprès du *Fosso della Vertana*.
4 juin.	Grand nombre de petits cônes en éruption auprès du cône intérieur; lave descendue jusqu'auprès du bois d'Ottajano; grosses masses de roches lancées au delà des bords du cratère.
7 juin.	Une partie du cône intérieur s'écroule; la lave descend jusqu'à la plaine des Genêts.
14 juin.	Éjection de sables qui endommage les végétaux.
Du 15 au 19 juin.	Fortes secousses du Vésuve; le 16, la lave descend sur la pente orientale du Volcan.
Novembre 1848.	Sulfate de potasse cristallisé, dans les fumarolles (1).
7 janvier 1849. .	Flaque de lave onduleuse sur la plate-forme du Vésuve; abondance de sulfate de cuivre.
10 janvier. . . .	Grande crevasse au cône intérieur; lave vomie par une ouverture formée au-dessous du bord oriental du grand cône du Vésuve, et descendue jusqu'auprès des terres cultivées; éjection de sables.
15 janvier. . . .	Laves pareilles à celles du 10; éjection de cristaux isolés d'amphigène.
25 janvier. . . .	Lave descendue jusqu'au bois du prince d'Ottajano.
25 février. . . .	Absence d'eau dans les puits des environs du Vésuve; lave descendue jusqu'au bois du prince d'Ottajano; arrêtée en ce lieu, elle dégage de la fumée en forme de cercles.
23 avril.	Exhalaisons d'acide carbonique (mofettes) sur les pentes occidentales inférieures du Vésuve; pe-

(1) Voir l'opuscule publié par M. G. Guiscardi, intitulé : *De sulfato Potassico trovato nel cratere del Vesuvio, nel novembre e decembre del 1848*. Napoli, 1849.

tits cônes en éruption et laves fluides au pied du cône intérieur.

31 mai. . . . . . Cône intérieur en éruption par sept bouches; lave sortie au pied du grand cône et descendue jusqu'auprès du bois appartenant au prince d'Ottajano; grande quantité de mofettes dans les campagnes de Resina.

Juin. . . . . . . Pluies qui, se mêlant à la fumée du Vésuve, endommagent les campagnes de Torre del Greco.

6 juillet. . . . . Éjection abondante de sables.

15 août. . . . . Vives explosions du cône intérieur; lave sortie au-dessous de celles déjà refroidies, près du bois du prince d'Ottajano.

23 janvier 1850. Le sommet du cône intérieur est renversé par la violence des explosions; absence d'eau dans les puits de Resina et de Torre del Greco; abondance de chlorure de cuivre.

5 février. . . . . Lave vomie par une ouverture au côté boréal du grand cône du Vésuve; bruissements éclatants au cratère.

9 février 1850. . Grande crevasse du sommet à la base du grand cône du Vésuve; deux petits cônes en éruption sur l'Atrio del Cavallo, près du canal *dell Arena*; laves sorties par le pied de ces mêmes cônes et descendues vers l'Est jusqu'aux basses plaines cultivées; le Vésuve retentit avec violence. (Voir *Pl. IV*, *fig.* 4.)

10 février. . . . Nouvelle lave épanchée près du bord occidental de la grande crevasse; le fracas retentissant du Vésuve diminue.

12 février. . . . Abondante éjection de sables. Du 5 au 12 février, huit ouvertures se sont formées sur le flanc oriental de la montagne; il s'en est échappé de nouveaux torrents de lave.

16 février. . . . Deux violentes explosions à la cime du Vésuve; l'embrasement s'arrête; production abondante de sel ammoniac sur la nouvelle lave.

23 février. . . Deux vastes et profonds cratères à l'étage supérieur du volcan; le bord de l'ancien cratère se montre au côté Sud-Est, beaucoup plus élevé que la pointe du Palo; abondance de gypse, d'alun, de sulfate magnésique et de sulfate sodique; une faible quantité de soufre dans les

fumarolles; aucun phénomène d'éruption. (Voir *Pl. IV*, *fig.* 1 et 2.)

7 mars. . . . . . Abondantes mofettes apparues le 2 du même mois; forts bruissements du Vésuve; abondance de chlorure sodique et potassique dans les fumarolles de la nouvelle lave; nombreuses incrustations salines sur les pentes du Vésuve et de la Somma.

Pour ce qui concerne l'altitude de la nouvelle pointe, la plus élevée du Vésuve (*Pl. IV*, *fig.* 5 et 6, *b*), je rapporte textuellement la note que M. le professeur Amante a bien voulu me communiquer :

« Le 7 mars 1850, on a mesuré, à l'observatoire » du bureau topographique, la distance au zénith » de la pointe Sud-Est du cratère, notablement » élevée au-dessus de toutes les parties du péri- » mètre qui ont résisté à la dernière éruption. » Cette pointe cessa d'être visible à Naples dans » les jours suivants, étant alors voilée par la fumée » qui s'exhalait continuellement de tous les côtés » du cratère; et pour cette raison on n'aurait pu » évaluer autrement que par approximation la » distance directe qui existe entre elle et le bu- » reau topographique, base nécessaire au calcul » de sa hauteur. Avec ces données, l'altitude de » ladite pointe Sud-Est, la plus élevée du Vé- » suve, s'est trouvée égale à 1.291 mètres, c'est-à- » dire qu'elle dépasse de 51 mètres le sommet du » cône embrasé que la dernière éruption a détruit » et qu'elle se trouve à 88 mètres au-dessus de la » pointe du Palo mesurée en 1845. Cette évalua- » tion, bien qu'on ne puisse la considérer comme » très-exacte, ne doit cependant pas être de beau- » coup éloignée de la vérité : et l'on présume, avec

» toute vraisemblance, que l'erreur est plutôt en » moins qu'en plus.

» Dans les journées des 6, 7 et 14 mars, on a » repris la mesure de la distance au zénith de la » pointe du Palo, qui jusqu'en 1845 était demeu» rée la plus haute du cratère du Vésuve, et par » le calcul de sa hauteur on a trouvé que cette » pointe s'était abaissée d'un mètre depuis la der» nière éruption. »

EXPLICATION DES FIGURES.

Fig. 1. Cratère du Vésuve tel qu'il existait au 31 mars 1840. *a*, pointe du Palo, sur le côté boréal; *b*, pointe *del Mauro* à l'Est; *c, c*, couches horizontales de leucitophyre vers le milieu de la pente intérieure occidentale; *d,d*, pente orientale montrant de nombreuses anfractuosités de roches; au fond du cratère, de grandes masses de roches isolées; *e*, lave sortie du cratère en janvier 1839.

Fig. 2. Cône d'éruption à l'intérieur du cratère, vu du côté du Midi et dessiné dans la journée du 13 octobre 1843; *a*, pointe du Palo; *b, b*, deux bouches au sommet du cône produisant séparément des éruptions; *c*, autre bouche d'éruption sur le flanc oriental du même cône; *d, d*, lave fluide sortie du même côté, près du pied du cône; *e, e*, laves épanchées pendant les jours précédents et déjà solidifiées.

Fig. 3. Plate-forme du cratère, tel qu'elle était le 5 août 1847; *a*, pointe du Palo; *b,b*, lave sortie au-dessous de la pointe du Palo, le 31 juillet précédent; *c*, lave ardente coulant lentement; *d*, lave sortie deux jours avant et qui descendit dans la plaine des Genêts; *e,e'*, petit cratère du monticule intérieur; *m,n*, base du même monticule.

Fig. 4. Éruption sur l'Atrio del Cavallo, auprès du canal *dell Arena*, dessinée dans la journée du 9 février 1850; *a*, place où s'ouvrit le flanc boréal du Vésuve, le 5 février, en vomissant un torrent de lave; *b,b*, petit torrent de lave qui se montra le même jour à la partie inférieure; *c, c*, deux

petits cônes en éruption ; *e*, bouche éruptive en forme de grotte ; *f*, *f*, lave épanchée par cette bouche ; *g*, *g*, large crevasse qui sillonnait, du sommet à la base, le flanc du Vésuve situé entre le Nord et le Nord-Est ; *m*, *m*, lave solidifiée sortie le 7 février ; *p*, lieu où éclata l'embrasement de 1818.

Fig. 5 et 6. Plate-forme de l'ancien cratère du Vésuve telle qu'elle existait le 23 février 1840, représentée en perspective du côté du Nord-Ouest *d*, *fig*. 1, et vue à vol d'oiseau, *fig*. 2 ; *a*, pointe du Palo ; *b*, nouvelle pointe plus élevée que la précédente, située au côté Sud-Est ; *c*, point culminant situé entre le Sud-Ouest et l'Ouest du bord du cratère méridional ; *e*, *e*, petite fente transversale au-dessous de la pointe du Palo ; *f*, *f*, partie supérieure de la grande crevasse qui s'ouvrit les 5 et 9 février ; *g*, grande masse détachée du sommet du Vésuve et arrêtée sur les pentes de la crevasse ; *h*, *h*, portion de l'étage supérieur de l'ancien cratère, du côté Nord-Ouest ; *m*, bord relevé du cratère septentrional ; *m*, *m*, lits de leucitophyre au fond du même cratère ; *n*, bord relevé du cratère méridional.

MÉMOIRE

Sur le lavage de la houille en Belgique.

Par M. DE MARSILLY, ingénieur des mines.

Pour donner aux charbons de France et de Belgique toute la propreté qu'exige la fabrication de cokes de bonne qualité, il est nécessaire d'en séparer les matières étrangères qui s'y mélangent lors de l'extraction, et qui augmentent la proportion des cendres contenues dans le coke. Les procédés de purification de la houille, connus sous le nom de procédés de lavage, ne sont autres que ceux employés dans la préparation mécanique des minerais de zinc et de plomb; leur application à la houille n'est point récente; il y a longtemps qu'elle a été faite à des charbons pyriteux des Vosges; mais ce n'est que depuis quelques années qu'elle a pris un certain développement. En 1840, M. Baetmadoux, ancien élève de l'École des mineurs de Saint-Étienne, purifiait les houilles de la mine de Bert (Allier) au moyen du lavage; d'après une note qu'a bien voulu me communiquer M. Lechatelier, ingénieur des mines, qui avait visité la mine de Bert en 1841, le lavage s'exécutait dans des caisses analogues aux caisses allemandes, de la même manière qu'il s'opère aujourd'hui à Commentry; ce ne fut que plus tard que le lavage fut introduit dans ce bassin, ainsi que

dans ceux de Saint-Etienne et de Rive-de-Gier; M. Dyèvre, d'après les conseils de M. Junker, ingénieur en chef des mines, en fit le premier l'application à Saint-Étienne, où il est très-répandu maintenant.

Frappé des résultats avantageux que l'on pouvait tirer du lavage de la houille, M. Lechâtelier insista vivement auprès des fabricants de coke du bassin de Valenciennes, lors de l'ouverture du chemin du Nord en 1846, pour qu'ils y eussent recours, et obtint d'eux qu'ils fissent quelques essais. A la fin de l'année 1848, cet ingénieur, dans l'intérêt général des houillères indigènes, et dans celui des chemins de fer que l'État devait exploiter, avait appelé l'attention de l'administration sur cette question (1), lorsque se réunit la commission chargée par le chemin de fer du Nord

(1) Dans son rapport adressé à M. le ministre des travaux publics, le 12 octobre 1848, M. Lechâtelier s'exprimait dans les termes suivants :

« Les chemins de fer ne peuvent être bien exploités sous le rapport de l'économie et de la régularité du service, que si l'on fait usage de cokes de bonne qualité pour le chauffage des machines locomotives. Cela tient à la nature de ces machines qui doivent consommer dans un temps très-court, dans un foyer très-resserré, des qualités considérables de combustible, et aussi pour une certaine part aux habitudes de nos ingénieurs et de nos constructeurs, qui la plupart ont adopté pour les foyers de leurs machines les dimensions usitées en Angleterre, qui sont trop restreintes pour le coke indigène; l'expérience conduit successivement toutes les compagnies à faire des sacrifices pour obtenir du coke de qualité supérieure à celui qu'elles trouvent sur le marché français.

» Cette tendance des compagnies est pleinement justifiée par les faits actuels; le coke fabriqué en France pour les chemins de fer est généralement de qualité médiocre;

d'étudier les moyens propres à améliorer la fabrication du coke; elle ne tarda pas à reconnaître avec lui que la pureté de la houille était une condition essentielle de bonne fabrication, et que le meilleur moyen de l'obtenir consistait dans l'emploi des procédés de lavage.

C'est aux houilles des mines de l'Agrappe qu'en fut faite la première application; les autres charbonnages du bassin de Mons suivirent cet exemple.

Le premier lavoir ou laveur, fut construit d'après un dessin de M. Lacretelle, ancien élève de l'École des mineurs de Saint-Étienne, qui avait été chargé par M. Sauvage, ingénieur en chef du matériel au chemin de fer de Lyon, d'étudier la fabrication du coke à Saint-Etienne et à Commentry. Il servit de modèle à ceux qu'on fit depuis dans le bassin.

---

il est en outre de qualité irrégulière, et cela par sauts brusques qui jettent la perturbation dans le service.

» La qualité du coke dépend uniquement de deux éléments, la friabilité et la teneur en cendres. Lorsque le coke est friable, il donne un déchet considérable, et son emploi devient coûteux; c'est là du reste le seul inconvénient qui puisse résulter du développement plus ou moins considérable de cette propriété.

» La teneur en cendres exerce une influence de la plus haute importance; l'expérience m'avait habitué à formuler cette règle pratique.

» Lorsque la proportion de cendres ne dépasse pas 6 p. 100, le coke est de bonne qualité.

» Au delà de 6 p. 100, jusqu'à 9 p. 100, on peut encore s'en servir; de 9 à 12 p. 100, il est mauvais, et au delà détestable.

» Cette formule empyrique n'a évidemment rien d'absolu; car la disposition des machines, la nature et l'étendue du service qu'elles ont à faire, et même la composition chimique des cendres, suivant qu'elles sont réfractaires

Il consiste en une caisse en bois, divisée en deux compartiments inégaux par une cloison qui ne descend pas jusqu'au fond de la caisse, en sorte qu'ils communiquent ensemble par le bas; dans le plus grand est une grille sur laquelle on jette le charbon ; dans le plus petit se meut un piston : l'appareil est rempli d'eau jusqu'au-dessus du charbon; le piston en descendant la refoule sous la grille; elle soulève les charbons et les schistes, et se retire quand le piston remonte. Les schistes étant plus denses que le charbon sont soulevés moins haut, à volume égal, que ne l'est celui-ci, et tombent plus vite au fond quand l'eau se retire. Il en résulte qu'après quelques coups de piston, ils sont rassemblés sur la grille, et qu'on peut enlever le charbon purifié sans y toucher; une se-

---

ou fusibles, doivent être prises en grande considération dans la pratique; elle s'appliquait très-bien aux cas particuliers que j'ai pu examiner.

» Le coke anglais, indépendamment du mode de cuisson qu'on lui fait subir, et qui lui donne une grande solidité, est d'une pureté remarquable ; il brûle dans les machines sans laisser de résidu soit sur la grille, soit dans les tubes, soit dans la boîte à fumée et dans la cheminée.

» Le coke de Denain et les cokes de Belgique, à un degré plus ou moins considérable, suivant leur qualité, laissent une forte proportion de cendres ou de matières scorifiées sur la grille ; les tubes s'obstruent à l'orifice par l'accumulation du mâchefer entraîné par la violence du courant d'air, et ils se tapissent d'une enveloppe terreuse qui empêche la transmission de la chaleur; la boîte à fumée se remplit de cendres; les parois, les diverses pièces qu'elles renferment, ainsi que l'intérieur de la cheminée, se couvrent d'une croûte épaisse qui finit par gêner le tirage.

» La qualité de ces divers cokes varie avec la pureté des houilles employées; cette pureté dépend elle-même

conde grille, composée de barreaux en fer espacés de $0^m,10$, et placée à $0^m,12$ au-dessus de la première, facilite l'enlèvement; la pelle glisse sur les barreaux, ne prend que le charbon lavé, et ne touche point aux schistes qui s'accumulent entre les deux grilles.

Quand ils s'élèvent jusqu'à la seconde, on la retire pour les enlever; elle est ensuite replacée, et l'opération continue. De temps à autre, il faut redonner de l'eau; ce qui se fait ordinairement au moyen de robinets qui aboutissent à la caisse.

Tous les lavoirs actuellement établis dans le bassin de Mons, ont à peu de choses près les mêmes dimensions que celui dont je reproduis le dessin:

---

de leur composition chimique et des soins apportés à leur abatage.

» J'ai la conviction que le bassin de Valenciennes peut fournir du coke d'excellente qualité pour les locomotives; il suffirait pour cela d'appliquer à la houille les procédés de lavage et de préparation mécanique employés sur une grande échelle dans divers bassins houillers, et notamment à Commentry. On parviendrait ainsi à débarrasser la houille naturellement pure des pyrites et des matières pierreuses que l'intérêt mal entendu des producteurs laisse dans le coke, et qui le rendent souvent impropre au service des locomotives. On pourrait employer les houilles qui trouvent difficilement leur écoulement, et obtenir une régularité de composition essentiellement favorable à la conduite des machines. J'ai cherché depuis longtemps à faire faire à Denain des essais dans ce sens; mais je ne crois pas qu'ils aient été entrepris sérieusement.

» Le lavage de la houille a déjà permis d'appliquer à divers usages industriels des houilles de médiocre qualité; en favorisant la propagation de cette méthode, on rendrait un service signalé à l'industrie en général; car elle manque en France de combustibles de première qualité nécessaires pour certaines fabrications délicates; on ne ferait donc pas une chose utile seulement aux chemins de fer.»

Longueur totale de la caisse.		$1^{m},586$
Largeur	*idem*.	$1^{m},300$
Hauteur	*idem*.	$1^{m},200$

Les deux compartiments ont la même largeur; la longueur du plus grand est de $1^{m},57$, celle du plus petit est de $1^{m},48$.

La surface du piston n'est donc pas tout à fait égale au tiers de celle de la grille.

La charge est ordinairement d'un hectolitre de charbon tout-venant, dont on a retiré les gros morceaux.

Lorsque le lavoir est placé à portée de la fosse et des fours, que le charbon subit un faible transport, trois ouvriers peuvent laver, en une journée de douze heures, 160 à 200 hectolitres.

La grille étant chargée, deux ouvriers font mouvoir le piston; le troisième étale et remue le charbon sur la grille; quand l'opération est terminée, il charge le charbon lavé dans une brouette que le premier ouvrier va décharger à quelque distance, pendant que le second amène le charbon à laver.

Le nombre des coups de piston varie suivant la propreté naturelle de la houille; en moyenne, il ne faut pas moins de 15 à 20 coups pour bien laver, et encore le lavage n'est-il jamais complet.

Les ouvriers sont à la tâche; on leur donne 3 à 4 cent. par hectolitre de houille à laver.

Voici les résultats généralement obtenus; 100 hectolitres de houille tout-venant donnent:

Houille lavée.	89	hectolitres.
Schistes.	2	—
Déchet composé de houille menue qui traverse la grille.	9	—

La houille lavée contient 3 à 4 p. 100 de cendres,

dont 1 à 2 p. 100 proviennent de matières étrangères qu'un lavage plus complet pourrait enlever.

Les schistes ne renferment plus qu'une quantité de houille insignifiante.

Le déchet se compose de 20 à 25 p. 100 de matières étrangères, et de 75 à 80 p. 100 de charbon pur.

Ainsi, les impuretés se concentrent dans le fin.

Ce fait n'a rien de surprenant; les schistes qui altèrent la pureté de la houille sont plus friables qu'elle ne l'est elle-même, et se réduisent en poussière plus fine; il est donc naturel qu'ils se concentrent dans le fin, et le rendent beaucoup plus sale que ne l'est le tout-venant.

Si l'on défalque du déchet les matières schisteuses qui s'y trouvent; on voit qu'en résumé le lavage sépare de la houille 5 à 6 p. 100 des matières étrangères qu'elle renfermait, et donne une perte en houille pure de 7 à 8 p. 100.

Je dis une perte, car le fin qui constitue le déchet n'a qu'une valeur très-faible; on ne le vend que 20 centimes l'hectolitre, et cependant on l'écoule difficilement; aussi l'emploie-t-on autant que possible pour chauffer les chaudières établies auprès des fosses.

Les chiffres que je viens de donner s'appliquent à la plupart des charbons gras des bassins de Mons et du Centre, avec lesquels, dans les conditions ordinaires d'extraction, on fabrique un coke renfermant 9 à 10 p. 100 de cendres; il est clair que ces chiffres varient suivant le degré de propreté et de dureté de la houille; mais ils peuvent être considérés comme des moyennes.

Cela posé, le prix de revient de l'hectolitre de houille lavée s'établit de la manière suivante:

	fr.
100 hect. de houille, à 80 cent. l'hect., valent. .	80,00
Ils donnent, déchet en houille menue:	
89 hect. à 20 cent. l'hect.	1,78
Différence.	78,22
Le lavage coûte :	
Main-d'œuvre, à 4 cent. l'hect. non lavé.	4,00
Total.	82,22

Ce prix est celui auquel doivent être vendus les 89 hectolitres lavés, pour qu'on n'éprouve aucune perte; d'où résulte que l'hectolitre doit être vendu $0^f,923$, et que le prix de revient du lavage, en y comprenant les frais généraux et divers, s'élève à 93 centimes par hectolitre de houille lavée.

Il serait plus élevé si le charbon coûtait 1 franc au lieu de 80 centimes l'hectolitre.

Dans certains cas, le déchet est plus grand et la main-d'œuvre plus chère que je ne l'ai supposé, et le prix de revient atteint 19 centimes. Dans d'autres cas, il descend à 10 centimes.

Si l'on veut calculer le prix de revient par tonne de houille lavée, on trouve:

Prix de revient par tonne de houille lavée, $1^f,46$.

Il se divise ainsi :

	fr.	
Main-d'œuvre.	0,51	$1^f,46$
Frais généraux et divers. .	0,12	
Déchet.	0,83	

En admettant que le rendement en coke soit de 66 p. 100, le prix de revient de la tonne de coke fabriqué avec la houille lavée serait augmenté de $2^f,19$.

Telle est, en effet, l'augmentation de dépenses dont se trouve aujourd'hui grevée par le lavage là

fabrication du coke dans le bassin de Mons; elle équivaut à peu près aux frais de la fabrication proprement dite.

En résumé le lavage, tel qu'il est pratiqué actuellement, enlève 4 à 5 p. 100 des matières schisteuses qui se concentraient dans le coke, y laisse encore 1 à 2 p. 100 de matières étrangères qu'il pourrait séparer, et augmente le prix de la tonne d'environ 2^f,20.

S'il présente le grand avantage de ramener le coke d'une teneur en cendres de 9 ou 12 p. 100 à une teneur uniforme et régulière de 5 à 6 p. 100, il a l'inconvénient de n'être point tout à fait complet, et surtout de coûter très-cher.

Ce prix élevé provient de la main-d'œuvre et spécialement du déchet.

Tout ce qui aura pour effet de diminuer la quantité de fin qui traverse la grille, sans augmenter la dépense, sera donc de nature à réaliser une économie dans les frais de lavage.

Le moyen le plus simple, celui qui se présente le plus naturellement à l'esprit, est d'employer des grilles très-fines, et de séparer préalablement la poussière au moyen d'un tambour conique, percé de trous aussi petits que les intervalles libres de la grille.

Les grilles qu'on emploie généralement sont en osier, ou en fils de fer espacés de 0^m,001; celles en osier sont économiques; mais quelque serrées qu'elles soient, elles présentent des ouvertures inégales et laissent passer beaucoup de charbon. Les grilles en fil de fer fonctionnent bien pendant quelques jours; on pourrait en avoir de très-bonnes, si les fils ne se déjetaient bientôt et ne présentaient certaines ouvertures trop larges;

de plus, comme les fils ne sont pas entrelacés, les petits morceaux de charbon qui sont plats, et qui n'ont qu'un millimètre d'épaisseur, peuvent passer, quelles que soient leur longueur et leur largeur.

Les meilleures grilles sont celles en tôle, soit de fer, soit de cuivre ou de zinc, percées de trous ronds également espacés.

Quand les trous ont plus de 4 à 5 millimètres de diamètre, le fer et le zinc sont préférables, parce qu'ils coûtent moins cher; mais si l'on veut avoir des trous très-fins de 1 millimètre de diamètre, par exemple, le cuivre vaut mieux, parce qu'il présente plus de solidité; on ne peut percer des trous aussi fins dans des tôles de fer, qu'autant qu'elles sont très-minces, tandis qu'on peut en percer dans des feuilles de cuivre assez épaisses pour résister aux pressions qu'elles doivent supporter dans les circonstances ordinaires du lavage.

On fait de ces grilles à Liége (Belgique) pour la préparation mécanique des minerais; on en fabrique aussi chez M. Callard, ingénieur mécanicien à Paris.

Leur emploi permettrait de diminuer la proportion de fin qui traverse la grille de 2 à 3 p. 100; de 9 p. 100 elle serait réduite à 6 p. 100 environ; cela résulte d'expériences que j'ai faites sur des houilles de déchet; en les tamisant à travers des tamis percés de trous d'un diamètre un peu inférieur à 1 millimètre, il en restait à peu près un tiers qui ne passait point, et se lavait facilement ensuite sur des grilles de la même finesse que le tamis.

Mais pour que la purification s'opère bien, surtout quand on emploie des grilles aussi fines, il

est nécessaire de séparer préalablement la poussière, dont l'effet est très-nuisible, parce qu'elle obstrue les trous et empêche le passage de l'eau; celle-ci passe bien quand elle est refoulée par le piston qui descend; mais quand il remonte elle ne repasse qu'avec difficulté; aussi, dans la plupart des lavoirs, existe-t-il un vide entre la grille et l'eau qui est au-dessous; de l'air s'y accumule et forme une espèce de matelas, qui se dilate ou se comprime suivant que le piston monte ou descend. Il en résulte qu'une partie notable de la force employée se perd, et que la séparation du fin s'opère dans l'appareil en proportion aussi grande que si on l'avait faite préalablement, au moyen d'un tamis de la même finesse que la grille.

C'est en effectuant cette première séparation que les lavoirs purifient déjà la houille; ils la purifient encore par la séparation des pierres les plus grosses qui tombent au fond; mais les plus petites restent dans le charbon, et on les distingue parfaitement dans le coke fabriqué avec la houille lavée.

Cette imperfection tient à deux causes : 1° aux dimensions du lavoir; 2° au défaut de classement du charbon par ordre de grosseur.

1° Le vice de l'appareil que j'ai décrit est d'avoir des dimensions trop grandes; le rapport entre la surface du piston et celle de la grille est très-petit; cela nécessite une grande course du piston pour une faible oscillation de l'eau dans le grand compartiment; d'où résultent une perte de force sensible, et des remous qui nuisent à la séparation des matières plus lourdes.

2° Si celles-ci tombent au-dessous du charbon, ce n'est point seulement en vertu de leur densité;

c'est aussi en raison de ce que leur volume n'est point trop petit par rapport à celui du charbon. Prenons un gros morceau de charbon et un très-petit de schiste au même niveau dans la caisse; quand l'eau montera, elle soulèvera ce dernier plus haut que le charbon, quoiqu'il ait une densité plus grande, parce que son volume est beaucoup plus petit; par la même raison, il tombera moins vite au fond quand aura cessé le mouvement ascensionnel de l'eau et qu'elle se retirera; il peut arriver même, si le morceau de charbon est très-gros, qu'il ne soit point soulevé du tout par l'eau, tandis que les petites pierres le sont.

On conçoit donc que, faute d'un classement par ordre de grosseur, des matières schisteuses restent dans le charbon et altèrent sa pureté.

Les conditions d'un lavage économique et complet sont donc celles-ci : 1° séparation préalable de la poussière, et classement par ordre de grosseur; 2° emploi d'appareils moins grands, où la surface du piston ne diffère plus autant de celle de la grille.

Au sortir de la fosse, on peut, comme cela se pratique dans quelques charbonnages, jeter le tout-venant sur une grille dont les barreaux sont espacés de 4 centimètres environ, et au-dessous de laquelle s'en trouve une autre dont les barreaux sont espacés de 0m,01 ; la houille se trouve de suite, presque sans aucun frais, divisée en trois catégories : la première, composée de ce qui reste sur la première grille, est nettoyée à la main et n'a pas besoin d'être lavée; elle constitue environ un cinquième du tout-venant; la seconde, composée de ce qui a traversé la première grille sans traverser la seconde, se lave très-bien sans division

nouvelle; elle constitue les deux cinquièmes du tout-venant; enfin les deux autres cinquièmes ont seuls besoin d'être passés dans un tambour conique dont les trous aient un peu moins d'un millimètre de diamètre. De cette manière, le tout-venant se trouve divisé en quatre catégories : le gros ou la gailleterie, qu'il est inutile de laver; le gailletin et le menu ou le fin, qui se lavent séparément; et la poussière, qui est trop sale pour être employée à la fabrication du coke.

J'estime que la proportion de poussière n'atteindrait pas en général 6 p. 100 du tout-venant, et que la quantité de cendres qu'elle donnerait serait de 25 à 30 p. 100, en sorte que la perte en houille pure ne dépasserait guère 4 p. 100.

Le lavage du gailletin s'opère bien dans les lavoirs de grande dimension; mais pour ce que j'ai appelé le menu, ils sont d'un mauvais usage; il y a trop de remous, et la séparation s'effectue difficilement. Des lavoirs de petite dimension me paraissent préférables et pour le lavage du gailletin et pour celui du fin; j'estime qu'on doit donner au plus à la grille 1 mètre de long sur $0^m,66$ de large; que la surface du piston doit être au moins la moitié de celle de la grille, et que l'épaisseur de la couche de charbon au-dessus de celle-ci doit être au plus de $0^m,20$, en sorte qu'on ne puisse laver à la fois qu'un demi ou deux tiers d'hectolitre. Dans ces conditions, il suffit de donner au piston une faible course, $0^m,05$ environ, si sa surface égale celle de la grille, et $0^m,10$, si elle est moitié moindre; l'eau, quand le piston descend, ne produit plus alors de ces remous dont l'effet est si nuisible; le charbon se soulève uniformément et retombe de même; la séparation

est prompte et facile. Il est bon, quand on opère sur la houille la plus ténue, qu'elle soit mêlée à des parties moins petites; autrement l'eau aurait trop de difficultés à traverser la masse de charbon en se retirant; on aurait de la peine à bien laver, par exemple, du charbon dont la grosseur serait comprise entre 1 et 5 millimètres, tandis que le fin de 1 à 10 millimètres, se lave facilement; il est donc inutile et même nuisible de pousser trop loin la subdivision dans le classement des charbons.

Les mesures et les précautions que je viens d'indiquer pour le lavage n'ont pas seulement pour effet de le rendre complet et de diminuer le déchet; elles réalisent encore une économie sur la main-d'œuvre. En effet, s'il y a un peu plus de travail pour opérer le classement du charbon, d'un côté ce travail est peu coûteux, puisque deux ouvriers dans leur journée peuvent passer plus de 200 hectolitres dans un tambour conique; d'un autre côté, le fin étant enlevé, la manœuvre du piston devient beaucoup plus facile, et le lavage plus rapide; six ou huit coups de piston suffisent pour laver un hectolitre de gailletin, tandis qu'il en faut vingt pour de la houille mélangée de fin.

Si l'on opérait ainsi que je l'ai indiqué plus haut, je pense que la main-d'œuvre serait réduite environ d'un quart, le déchet d'un tiers, et qu'en résumé le prix de la tonne de coke serait augmenté de 1f,50 seulement, au lieu de 2f,20 par le lavage.

L'emploi d'une machine à vapeur permettrait d'obtenir une économie nouvelle sur la main-d'œuvre, en la ramenant à 1 1/2 ou 2 centimes; peut-être trouvera-t-on aussi le moyen de rendre

le lavage continu, et de diminuer encore par là le prix de revient.

La solution de cette dernière question paraît avoir été obtenue par M. Aristide Bérard, ingénieur civil, qui a construit à Bruxelles des appareils où le schiste et le charbon sortent séparément, entraînés par l'eau, sans qu'on soit forcé d'arrêter la marche du piston.

Mais une question qui reste encore à résoudre est celle du lavage de la poussière de houille; je ne connais personne qui ait fait des essais à ce sujet. Quand le charbon est grenu, qu'il donne peu de poussière, le déchet est peu considérable, et on trouve facilement à l'utiliser; mais quand le charbon est friable, la question du lavage de la poussière acquiert beaucoup d'importance. On ne peut pas la purifier dans les caisses à piston, parce qu'elle entre en suspension dans l'eau, traverse les grilles, les obstrue, et que l'eau monte au-dessus sans pouvoir redescendre au-dessous. Il est nécessaire de recourir à d'autres procédés.

On réussirait sans doute au moyen de quelques appareils analogues à ceux employés pour laver les schlichs, c'est-à-dire soit au moyen de tables dormantes, soit au moyen de tables à secousse; seulement elles devraient être modifiées de manière à élaborer plus de matières qu'elles ne le font ordinairement.

La caisse à piston n'est pas la seule espèce de lavoir employé dans le bassin de Mons; on a importé des mines de Sclessin (bassin de Liége) des lavoirs analogues aux caisses allemandes, où le courant d'eau est continu.

Les mines de Sclessin sont les premières en Belgique où ce système ait été adopté; les lavoirs qui

servaient au débourbage du minerai de fer furent divisés en plusieurs compartiments par des cloisons, et rétrécis à leur entrée de manière à pouvoir servir au lavage du charbon.

L'appareil consiste en une caisse de 7m,10 de longueur, à rebords inclinés, enfoncée dans le sol, et divisée en quatre compartiments par des cloisons : le premier compartiment a 1m,83 de longueur sur 0m,82 de largeur; les trois autres ont une largeur de 1m,40, et les longueurs suivantes :

2e compartiment	Longueur. . .	1m,525
3e —	Longueur. . .	1m,830
4e —	Longueur. . .	1m,855

La profondeur de la caisse est de 0m,40; le fond est incliné; d'une extrémité à l'autre il y a une pente totale de 20 centimètres, soit 0,028 par mètre.

En tête du premier compartiment se trouve un conduit qui communique avec un réservoir rempli d'eau, et qui se ferme à volonté au moyen d'une petite vanne.

A l'autre extrémité de la caisse est un autre conduit, fermé par une cloison en osier qui laisse passer l'eau et retient le charbon.

C'est près de la vanne, lorsqu'elle est suffisamment levée, qu'un ouvrier jette la houille avec une pelle par petites quantités à la fois; le courant l'entraîne, les schistes et les morceaux de charbon les plus gros se déposent dans le premier compartiment; les pierres les moins lourdes arrivent jusque dans le second; le troisième et le quatrième renferment le charbon purifié; c'est dans ce dernier que se dépose le charbon le plus fin; la poussière est entraînée par le courant.

Il y a deux ouvriers par lavoir; le premier règle l'introduction de l'eau, jette le charbon par pelletées, et le remue de temps à autre pour faciliter l'entraînement des parties les moins lourdes; lorsque le second compartiment est trop plein, il ramène en avant dans le premier ce qui se trouve à la surface.

Le second ouvrier enlève le charbon lavé, et le dépose en tas près du lavoir.

Lorsque plusieurs lavoirs sont disposés les uns près des autres, comme à Sclessin, le même ouvrier peut travailler à deux lavoirs à la fois; pour trois lavoirs il y a cinq ouvriers, trois pour jeter le charbon, deux pour l'enlever.

Des brouetteurs amènent la houille aux lavoirs et l'emmènent quand elle est lavée.

Quand les schistes sont accumulés en assez grande quantité dans les deux premiers compartiments, on les retire, et ils subissent un second lavage, car ils contiennent encore 70 à 80 p. 100 de charbon.

Ce second lavage s'opère dans une caisse à piston, comme celle que j'ai décrite précédemment; il pourrait se faire aussi dans les mêmes lavoirs, mais alors le déchet serait plus grand.

Ce procédé réussit bien à Sclessin; la houille est grenue et la séparation des schistes facile; le coke qu'on obtient renferme en moyenne 6 p. 100 de cendres; il est probable que si le lavage était complet, on aurait des cokes à 4 p. 100 de cendres.

La houille qu'on lave est du tout-venant dont on a séparé les gros morceaux au moyen d'une grille dont les barreaux sont espacés de $0^m,05$.

Voici les résultats obtenus par tonne de houille en 1849, du 1er juillet au 1er janvier 1850 :

Main-d'œuvre. . . . . 18 centimes.
Déchet . . . . 8,87 p. 100

Le prix de la tonne de houille non lavée étant de 8 francs, celui de la houille lavée devra être de 9 francs; ainsi le lavage revient à 1 franc la tonne, soit 1f,50 d'augmentation pour la tonne de coke.

Les frais d'entretien et d'amortissement du matériel ne sont point compris dans cette évaluation.

Ce prix de revient est inférieur à celui auquel on arrive dans le bassin de Mons; mais il est le même que celui qu'on y obtiendrait d'après mon estimation, si les appareils étaient mieux construits et l'opération bien conduite, et cependant les houilles grasses de Mons sont moins grenues que celles de Sclessin, elles donnent plus de poussière et se vendent plus cher, circonstances qui tendent toutes à augmenter le prix de revient.

C'est pourquoi je pense que l'emploi judicieux des caisses à piston pour laver les houilles de Sclessin serait plus économique encore que celui des caisses allemandes.

Un exemple pris dans le bassin de Mons, en montrant quelle est l'influence de l'état de division de la houille, me paraît devoir justifier cette opinion. Il s'applique à un mélange de fin et de gailletin obtenu en jetant la houille au sortir de la fosse dans un tambour conique percé de trous de 0m,012 environ.

Cette houille est lavée dans des lavoirs auxquels ceux de Sclessin ont servi de modèles. Il y en a quatre placés l'un auprès de l'autre; le quatrième sert spécialement au lavage des résidus.

On lave, journée moyenne, 192 hectolitres,

soit 64 hectolitres par lavoir, qui donnent 58 hectolitres de résidu, dont on peut laver 32 hectolitres dans la quatrième caisse; on retire de celle-ci 13 hectolitres de houille purifiée, soit 40 p. 100.

En résumé le déchet est de 18 p. 100; le coke fabriqué avec la houille lavée a une teneur en cendres de 6 p. 100, tandis que celui fabriqué avec la houille non lavée contient jusqu'à 12 et 15 p. 100 de cendres.

Sept ouvriers employés aux quatre lavoirs obtiennent dans une journée 147 hectolitres de charbon lavé, et gagnent 8f,10.

En partant de ces données, et en évaluant à 70 centimes le prix du charbon soumis au lavage, on trouve 18 centimes pour prix de revient du lavage de l'hectolitre lavé, non compris les frais généraux ni ceux de brouettage, qui dans certains cas montent à 1 ou 2 centimes.

Il y a loin de ce prix au précédent, quoique le procédé soit le même; or cela tient uniquement à l'état de division de la houille.

Dans ce dernier cas, l'eau entraîne avec elle en dehors des caisses une quantité notable de poussière très-fine; c'est pourquoi on la fait rendre à sa sortie dans de grands bassins où la houille se dépose; mais elle n'est pas assez propre pour servir à la fabrication du coke.

A Commentry les lavoirs ont d'autres dimensions que ceux de Sclessin, savoir :

Longueur de la caisse.	$10^{m},00$
Largeur.	$0^{m},70$
Profondeur.	$0^{m},70$

La caisse est divisée en trois compartiments,

dont les longueurs respectives sont 2, 5 et 3 mètres.

Le premier est séparé du second par une planche haute de 0m,35, et le second, du troisième, par une grille haute de 0m,50, et dont les barreaux sont espacés de 0m,006.

Le déchet est en moyenne de 10 p. 100; le prix de revient, y compris le brouettage du charbon, est de 5 centimes par hectolitre. Il est évalué à 3 centimes, non compris le brouettage.

La perte due au déchet n'entre point dans ce calcul.

Un lavoir consomme dans une journée 60 mètres cubes d'eau environ, au lieu de 6 mètres cubes que consomment les caisses à piston.

Ces dernières sont donc préférables toutes les fois qu'on ne peut pas disposer d'une grande quantité d'eau. Leur emploi, avec les vices de construction qu'elles présentent aujourd'hui, est moins économique peut-être que celui des caisses allemandes; mais il est si facile de remédier à leurs imperfections que je ne doute point qu'elles ne présentent bientôt des résultats supérieurs.

L'application des procédés de lavage ne réalise point un progrès notable pour les chemins de fer seulement; l'industrie en général et la métallurgie en particulier lui devront des améliorations importantes.

Je pense qu'il n'est point sans intérêt de jeter un coup d'œil sur les principaux usages du coke et de la houille, et d'examiner les améliorations qu'on a obtenues ou qu'on peut obtenir dans l'emploi de ces combustibles en les purifiant par le lavage.

Avec les chemins de fer ce sont les hauts-fourneaux qui consomment le plus de coke; il était

naturel de penser que le lavage réaliserait pour ces appareils les mêmes avantages que pour les machines locomotives. C'est au commencement de l'année 1849, à Sclessin, que, d'après les conseils de M. Talabot, furent lavées pour la première fois en Belgique les houilles destinées à la fabrication du coke des hauts-fourneaux; cette usine possède sept hauts-fourneaux, dont trois ont depuis un an marché continuellement avec du coke lavé. L'influence de la propreté se fit immédiatement sentir, leur allure devint plus régulière, leur conduite plus facile, et la qualité des produits s'améliora; il n'y eut plus dans la nature de la fonte de ces variations si communes auparavant; ce résultat fut d'autant plus sensible que l'un des hauts-fourneaux marchait déjà depuis longtemps, et qu'il était à la veille d'être mis hors feu; il n'est point douteux que l'emploi de cokes lavés n'ait permis de le faire aller plus longtemps.

On devait s'attendre à une diminution dans la quantité de combustible consommé: cela n'eut pas lieu pourtant; mais on traita des minerais plus pauvres que ceux qu'on traitait auparavant, sans que la consommation s'accrût; ce qui prouve qu'on aurait eu une économie de combustibles, si la composition des charges n'avait point varié. Il y a trop peu de temps encore que le coke lavé s'emploie dans les hauts-fourneaux pour qu'on puisse apprécier son influence par des chiffres; ce qui est bien constaté, c'est sa supériorité sur les cokes sales précédemment fabriqués; régularité dans l'allure des hauts-fourneaux et dans la composition des charges, marche facile, altération plus lente de l'appareil, consommation de combustible moindre, et par-dessus tout uniformité

carbonique et d'hydrogène protocarboné; que la purification exige plus de chaux, et que cependant elle est incomplète. Ces effets disparaîtraient-ils par le lavage de la houille? N'est-ce pas à l'influence des schistes sur l'eau qu'ils sont dus? C'est ce qui me paraît probable, mais ce que je n'oserais affirmer tant que l'expérience n'aura point prononcé.

Je pense que les schistes exercent une influence pernicieuse sur la production du gaz d'éclairage; que, quand la houille est mouillée, cette influence devient plus mauvaise encore, parce qu'ils retiennent l'eau et ne dégagent la vapeur qu'à une température bien supérieure à 100°, lorsque la décomposition du charbon est déjà avancée, et que c'est ce qui donne naissance à l'acide carbonique et à l'hydrogène protocarboné. Les schistes étant enlevés par le lavage, ce qui resterait d'eau dans le charbon se dégagerait au commencement de l'opération, et n'exercerait plus cette influence nuisible.

S'il en était ainsi, le lavage serait un grand bienfait pour l'industrie du gaz; car dans le bassin de Mons, le prix du gros est de 1f,45, tandis que celui du tout-venant est de 87 centimes; en supposant même que le lavage portât le prix du tout-venant lavé à un franc, on aurait à ce prix d'aussi bons produits que ceux qu'on obtient en payant aujourd'hui 45 centimes de plus.

Je terminerai ces considérations sur l'importance du lavage par une seule observation qui concerne toute espèce de charbons; c'est que leur prix, sur les lieux de consommation, se trouve sensiblement grevé par le transport des matières inertes qui l'altèrent, et qui en moyenne entrent

dans une proportion de 5 à 6 p. 100. Je prends pour exemple le charbon de Mons, qui, au rivage de Jemmapes, se vend 90 centimes le quintal; il revient, vendu à Paris à domicile, chez le marchand en détail, au prix de 2f,85; il y a donc 1f,95 pour frais de transport, droits d'entrée, etc., qui se rapportent aussi bien aux pierres dont le charbon est mélangé qu'au charbon lui-même; si le lavage diminue de 6 p. 100 le rendement en cendres du charbon, 94 quintaux de charbon lavé équivaudront à 100 quintaux de charbon non lavé; ce qui donnera sur le transport une économie de 11f,70, soit 0f,124 par quintal; or le lavage, tout imparfait qu'il est aujourd'hui, coûte à peine ce prix; avec les perfectionnements dont il est susceptible, on pourra descendre au-dessous; ainsi, en lavant le charbon, non-seulement on aurait des produits de qualité supérieure, mais encore on les obtiendrait à meilleur marché. Amélioration de la qualité des charbons, diminution de prix, tel est le double progrès que réalisent les procédés de lavage.

EXPLICATION DES FIGURES (*Pl. V*).

Fig. 1, 2, 3 et 4. Dessins d'une caisse à piston pour laver la houille.

Fig. ABCD, compartiment où se met la grille.

EF, grille sur laquelle repose le charbon.

CH, barreaux au-dessous desquels s'accumulent les schistes.

BKCL, compartiment où se meut le piston MN.

Fig. 5 et 6, plan et coupe des caisses allemandes employées à Commentry pour purifier la houille.

quantité d'eau très-abondante, qui rend le travail difficile et dont l'épuisement nécessite le développement de forces motrices très-considérables et l'emploi de capitaux énormes (1).

Jusqu'à présent, les travaux d'exploitation ont été concentrés dans la partie Nord-Est de cette concession, parce que le terrain houiller y était plus facilement abordable que dans la partie méridionale, où le mort terrain acquiert une épaisseur assez considérable et renferme, en outre, un banc de sable mouvant. Quatre puits, dont deux d'extraction, ceux de *la Sorcière* et de *l'Occident*, et deux d'épuisement, ceux de *Bonne-Espérance* et du *Nord*, y sont maintenant en activité.

Nous donnons, dans le tableau suivant, une coupe passant par les puits de *la Sorcière* et de *l'Occident*, situés, le premier à 60 mètres, et le second à 240 mètres au midi du ruisseau du Thiriau.

---

(1) En 1843, la Société anonyme du couchant du Flénu à Quaregnon, a dépensé environ 1.700.000 fr. pour atteindre le terrain houiller par ses trois puits, n°s 4, 5 et 6, placés à 30 ou 40 mètres les uns des autres; elle a dû traverser 140 mètres de mort terrain. Pour épuiser les eaux qui affluaient dans ces avaleresses, elle a établi trois machines à vapeur de la force de 250, 220 et 60 chevaux, faisant mouvoir quatre séries de pompes, dont deux de 0^{m},53, une de 0^{m},35 et une de 0^{m},25 de diamètre.

NOMS DES COUCHES.	SORCIÈRE. Profondeur.	OCCIDENT. Profondeur.	DIFFÉRENCE de Profondeur.	OBSERVATIONS.
	mètres.	mètres.	mètres.	
Mort terrain.	14,00	28,00	14,00	
Veine 6 paumes de dessus.	30,50	72,90	42,30	
Grande veine.	48,00	106,00 (a)	58,00	
Joligai.	72,75	127,50	54,75	
Garghain.	83,85 (b)	140,60	56,75	
5 paumes.	87,95 (c)	141,30 (d)	56,55	
Veine à laies.	106,80 (e)	164,00	58,00	

(a)	En plateure.	Étage d'exploit.	à 205 mètres.	Incl. au Sud	10°
(b)	*Id.*	*Id.*	91	*Id.*	6°
(c)	*Id.*	*Id.*	91	*Id.*	6°
(d)	*Id.*	*Id.*	205	*Id.*	10°
(e)	*Id.*	*Id.*	102	*Id.*	6°

On voit par ce tableau que les couches de houille sont moins inclinées et situées à une moindre profondeur, dans la partie septentrionale de la concession, qu'elles ne le sont dans la partie méridionale.

Croyant utile à ses intérêts d'étendre vers le Sud son champ d'exploitation, la Société de Strépy commença, en 1811, à 170 mètres environ au midi de son puits de l'*Occident*, le creusement de deux avaleresses qui durent être abandonnées par suite de la rencontre du banc de sable mouvant dont nous avons tout à l'heure indiqué l'existence sur ce point du bassin houiller du Centre, et que l'on ne put traverser avec les moyens alors connus, c'est-à-dire en enfonçant dans la couche de sable des palplanches maintenues par des cadres en bois.

NUMÉROS d'ordre.	DÉSIGNATION DES TERRAINS.	ÉPAISSEUR.
		mètres.
1°	Terre végétale.	1,50
2°	Argile grasse.	9,00
3°	Sables verts.	1,00
4°	Sables gris.	1,00
5°	Sables gris-blancs.	6,00
6°	Rabot.	8,20
7°	Sables blancs.	1,00
8°	Sables verts.	6,00
9°	Poudingue calcaro-siliceux.	8,00
10°	Argile grisâtre.	1,30
11°	Sables mouvants.	22,00
12°	Schiste houiller.	
	Total.	65,00

1° La couche de terre végétale que l'on a d'abord rencontrée, a été traversée au moyen du pic et de la pelle. Elle n'a rien présenté de particulier.

2° Cette argile grasse, dont la couleur se rapproche beaucoup de celle de la terre végétale, est plus ou moins dure, renferme souvent du sable ou du gravier, et passe alors à l'état d'argile sableuse. Le travail dans ce banc a été facile et s'est fait comme dans le précédent.

3° Les sables verts sont, comme le nom l'indique, de couleur verdâtre et souvent blanchâtre; ils sont très-friables, et par conséquent faciles à travailler.

4° Ces sables à grains fins, de couleur grisâtre très-claire, sont assez durs à entamer et renfer-

ment un peu de coquilles fossiles. C'est au moyen du pic qu'on les a détachés.

5° Ce banc de sable gris-blanc qui est très-dur à travailler dans la partie inférieure, est quelquefois désigné dans les autres localités sous le nom de *Marlette;* on y rencontre beaucoup de coquilles et un peu d'eau.

6° Le *Rabot* est une roche composée de couches alternatives de silex noir en rognons et de marne, tantôt grise, tantôt blanche, friable et tachant les doigts. On a trouvé, à Strépy, sept couches de marne et six bancs de silex; le travail a été assez difficile dans ce terrain, parce que les rognons de silex s'y présentaient quelquefois avec des dimensions assez considérables, et que l'on y a trouvé un peu d'eau; on s'est servi du pic pour détacher ces morceaux.

7° Ce banc de sable, ou plutôt de sable marneux, est assez dur et de couleur blanchâtre; il a été trouvé plus tendre dans la partie inférieure.

8° Ces sables forment une couche assez consistante, plus difficile à travailler que les précédentes et possédant une couleur vert foncé; ils renferment une grande quantité de coquilles et contiennent un peu d'eau.

9° Le poudingue calcaro-siliceux, connu, dans le Hainaut, sous le nom de *Tourtia*, est composé de marne grise, de cailloux de nature quartzeuse, et renferme beaucoup de grains verts, ce qui lui donne un aspect verdâtre et le fait quelquefois nommer, dans les autres localités, *Tourtia vert* ou *les verts*. Il renferme beaucoup plus d'eau que les couches supérieures; il a été assez difficile à travailler. On n'y a plus rencontré de fossiles.

10° Cette couche, de couleur grisâtre, est une

espèce d'argile plastique, assez pesante et imperméable. On l'a détachée au moyen du pic et de la pelle.

11° Le banc de sables mouvants est formé de couches de sables de couleur grisâtre, blanchâtre ou bleuâtre, dont le grain est tantôt très-fin, tantôt assez grossier. Ces sables sont d'une mobilité excessive, à cause de la grande quantité d'eau dans laquelle ils sont noyés; la masse est souvent divisée par de petits lits d'argile plastique, qui cependant n'isolent pas les eaux que contiennent les couches qu'ils séparent, probablement parce que ces lits sont fissurés, ou qu'ils ne se prolongent pas dans toute la masse des sables. On y a rencontré : des couches assez puissantes de lignite très-chargé de pyrites; des poudingues de cailloux de calcaire et de quartz, réunis par une pâte très-pyriteuse et formant des masses souvent très-volumineuses; on y a aussi trouvé des blocs de calcaire, des morceaux de houille et quelques fragments de succin. On a eu beaucoup de peine à les traverser.

12° Le schiste houiller, appelé *roc* par nos mineurs, et sur lequel reposent les sables mouvants, est une roche imperméable aux eaux, solide et facile à travailler.

Description du travail d'enfoncement.

Dans les premiers jours du mois de mai 1845, la Société de Strépy-Bracquegnies a fait commencer le creusement du puits *Saint-Alexandre* n° 3, de section circulaire; la fouille a été ouverte de manière que le diamètre définitif du puits fût de 3m,50. Les terrains que l'on a traversés successi-

vement ont été d'abord : de la terre végétale, un banc d'argile grasse, des sables verts et des sables gris, le tout présentant une épaisseur de 18^m,50. Ces terrains ne contenant pas d'eau et étant assez consistants, le travail, qui se faisait par entreprise, a été exécuté au pic et à la pelle; les déblais provenant de l'excavation ont été extraits à l'aide de cuffats de la contenance de 3 hectolitres, mis en mouvement par un baritel, desservi par six chevaux, qui travaillaient deux à la fois, pendant huit heures sur vingt-quatre. L'avancement a été, en moyenne, de 1^m,30 environ par jour, et les ouvriers ont travaillé, par postes de quatre hommes, pendant six heures. A partir de la surface, on a revêtu l'intérieur du puits d'un boisage provisoire, composé de cadres horizontaux de seize côtés, distants l'un de l'autre de 1^m,50, et derrière lesquels on a placé des planches maintenant de la paille appliquée contre les parois du puits. On a cloué intérieurement, contre ces cadres, des planches en bois (filières) de 0^m,08 à 0^m,10 de largeur, espacées de manière que les cuffats ne pussent, dans leur trajet, s'accrocher aux cadres. Ce revêtement a été établi au fur et à mesure que s'opérait l'enfoncement.

On a ensuite rencontré le *rabot*, des sables blancs et des sables verts, ayant ensemble une épaisseur de 15^m,20. La présence d'un peu d'eau et de gros blocs de silex dans le *rabot* ayant rendu le travail plus difficile, l'avancement n'a plus été que de 0^m,80 à 1 mètre par jour. Les outils employés pour détacher la roche ont été les mêmes que précédemment. Quant à l'épuisement des eaux, qui arrivaient en très-petite quantité et que l'on rassemblait dans un puisard creusé au fond de

l'avaleresse, il a été opéré au moyen d'un cuffat que l'on remplissait avec des seaux.

On est alors entré dans la roche connue sous le nom de *tourtia;* ce terrain étant plus dur que les précédents et renfermant de l'eau en quantité assez abondante, on n'y a enfoncé le puits que de $0^m,60$ à $0^m,70$ par jour; les ouvriers, partagés par postes de quatre hommes dont la journée de travail était de huit heures, restaient quatre heures consécutives dans le puits, et venaient reprendre leur tâche huit heures après leur sortie des travaux. Comme à mesure que l'on descendait l'affluence des eaux devenait plus considérable, on a fait marcher les pompes qui se trouvaient établies dans le puits n° 1, et qui pouvaient prendre les eaux à plus de 50 mètres de profondeur. Le diamètre de ces pompes étant de $0^m,38$, la course du piston de 1 mètre, et la machine à vapeur qui les faisait marcher donnant trois coups par minute, la quantité d'eau extraite était de 204 hectolitres par heure. Le puits n° 1 n'étant distant du puits n° 3 que de 40 mètres, cet épuisement eut pour effet de diminuer considérablement l'affluence des eaux dans ce dernier puits; cependant il en arrivait encore en quantité suffisante pour donner lieu à un épuisement de 21 hectolitres par heure, au moyen de cuffats de la contenance de 3 hectolitres chacun, que l'on remplissait comme nous l'avons indiqué plus haut.

Après être entré de quelques mètres dans ce terrain, on a suspendu le travail d'enfoncement; on a remplacé le boisage provisoire, sur une profondeur de 26 mètres, par un revêtement en maçonnerie d'une brique et demie d'épaisseur, reposant sur un cadre en bois fixé solidement

contre les parois du puits; ce travail terminé, on a repris le creusement de l'avaleresse. Mais, comme les eaux affluaient de plus en plus à mesure que le travail avançait, M. de La Roche se décida à faire usage de son nouveau système de cuvelage, consistant, comme nous l'avons dit, à enfoncer dans le terrain, à mesure que l'on approfondissait le puits, un cylindre en tôle composé de plusieurs tronçons superposés.

Ces tronçons cylindriques (*Pl. VI* et *VII*, *fig.* 1 et 2), de 2 mètres de hauteur et de $3^m,50$ de diamètre, sont formés de tôle de fer de $0^m,015$ d'épaisseur, fixées les unes aux autres par des rivets de $0^m,022$ de diamètre; à la partie supérieure et inférieure de chacun est attachée intérieurement, par 130 rivets, une pièce en fer (*q*) nommée *collet* ou *fer d'angle*, de $0^m,022$ d'épaisseur; la section de ce collet est une équerre dont les branches ont $0^m,09$ de longueur; la branche saillante à l'intérieur est percée de 130 ouvertures de $0^m,023$ de diamètre, qui reçoivent les boulons reliant les tronçons les uns aux autres.

A l'intérieur, et à peu près vers le milieu de leur hauteur, ces tronçons sont munis d'un anneau en fonte (*r*) appelé *cercle de renfort*, formé de sept parties réunies par des boulons et attachées, chacune, au moyen de quatre vis à tête perdue.

A l'extérieur, ils sont fortifiés par des lames de fer *i*, *fig.* 3 et 4), de $1^m,55$ de longueur, $0^m,10$ de largeur et $0^m,022$ d'épaisseur, fixées verticalement par six boulons.

Un anneau en tôle *e* (*fig.* 1 et 3), nommé *plaque de recouvrement*, de $0^m,40$ de hauteur et de $0^m,011$ d'épaisseur, est attaché extérieurement,

au moyen de deux rangs de rivets, à la partie supérieure de chaque tronçon, qu'il dépasse de $0^m,15$.

Enfin six oreillons *f* (*fig.* 1), placés au-dessus du cercle de renfort, servent à descendre le tronçon et à fixer, au besoin, les paliers sur lesquels se placent les ouvriers.

Les deux premiers tronçons cylindriques ont été assemblés au jour, puis descendus dans l'avaleresse. Voici comment l'on a exécuté cette opération : on a placé le premier, muni de sa plaque de recouvrement, sur deux poutres en bois très-solides, dont les extrémités étaient logées dans des potelles (ouvertures) ménagées dans la maçonnerie à $1^m,50$ du sol ; ensuite, après avoir assis le deuxième tronçon sur le premier, on a placé les boulons qui devaient les relier l'un à l'autre, et la partie saillante de la plaque de recouvrement du premier, dans laquelle le deuxième est venu s'emboîter, a été fixée à ce dernier, au moyen d'une rangée de rivets de même diamètre que les autres. Les poutres servant de support ont ensuite été retirées, et les deux tronçons ainsi assemblés ont été amenés dans le puits, au moyen de cordes attachées aux six oreillons établis intérieurement.

Les tronçons que l'on a ensuite employés ont été descendus de la même manière, puis boulonnés sur la portion du cuvelage déjà placée; mais, comme pour fixer les rivets qui devaient les relier à la plaque de recouvrement du cylindre sur lequel ils reposaient, on était obligé de se placer à l'extérieur du cuvelage aussi bien qu'à l'intérieur, on a pratiqué, à la tête du niveau, dans la paroi du puits et à 32 mètres de distance de la surface, une galerie *A* (*fig.* 16 et 17) circulaire et horizon-

tale de 1 mètre carré de section, à laquelle un ouvrier parvenait par une cheminée verticale (*B*) de 5 mètres de hauteur, également établie dans la paroi du puits; lorsque la partie à river était parvenue vis-à-vis de cette galerie, l'ouvrier qui se trouvait à l'intérieur du cylindre, introduisait les rivets dans les trous destinés à les recevoir et les y maintenait, pendant que son compagnon, placé à l'extérieur dans la galerie, formait la rivure en frappant avec un marteau. Comme ces rivets devaient être chauffés au rouge, des ouvriers à la surface étaient chargés de les rougir et de les envoyer dans le puits par un tuyau (*d*) appliqué contre la paroi et qui venait déboucher auprès de l'ouvrier placé à l'intérieur.

Comme la surface du terrain houiller, ainsi qu'on l'avait reconnu aux puits n°s 1 et 2, était inclinée de $0^m,20$ par mètre, du Nord au Sud, le cuvelage devait d'abord y pénétrer par la partie Nord seulement; ce n'était qu'après y être entré de $0^m,70$ environ, que sa base entière aurait reposé sur le schiste. Pour le cas où l'on n'aurait pu le faire descendre suffisamment dans la roche solide, on avait établi intérieurement au premier tronçon, au moyen de huit vis, un petit cylindre en tôle, dit *faux cuvelage*, terminé à la partie supérieure par une section inclinée de $10°$ sur l'axe. En détachant ce faux cuvelage, il devait venir fermer l'intervalle qui se serait trouvé entre le schiste et la partie Sud du cuvelage, et par où les sables pouvaient arriver dans l'avaleresse.

A mesure que l'on a approfondi le puits, le cuvelage a été enfoncé dans le terrain, et de nouveaux tronçons ont été placés de la même manière que les précédents.

Comme le poids du cuvelage était insuffisant pour le faire descendre seul, il a fallu exercer, à sa partie supérieure, une pression capable de le faire pénétrer dans le terrain. Cette pression a été exercée au moyen de six vis *v* (*fig.* 5 et 6), de 1 mètre de longueur et de 0^m,12 de diamètre, dont les têtes s'appuyaient contre des poutres en bois (*P*) de 0^m,60 d'équarrissage, solidement encastrées par leurs extrémités dans le terrain, et offrant un point de résistance. Ces vis, munies chacune d'un écrou (*e*), de 0^m,15 de hauteur, traversaient deux autres pièces de bois (*P'*), de 0^m,40 de hauteur et de 0^m,30 d'épaisseur, placées au-dessous des poutres (*P*), et reposant par leurs extrémités sur le collier du tronçon cylindrique supérieur. En faisant marcher ces écrous au moyen de clefs en fer, on développait une force qui tendait à écarter les pièces de bois (*P'*) des poutres (*P*); et comme ces dernières étaient fixes, la pression exercée forçait le cuvelage à descendre. Lorsque la distance entre les pièces (*P'*) et les poutres (*P*) était de 0^m,80 environ, on plaçait sur les pièces (*P'*) des prismes en bois (*b*) de 0^m,50 de hauteur, percés à leur centre d'une ouverture dans laquelle se logeait la partie inférieure des vis; ces prismes, sur lesquels les écrous agissaient alors directement, devenant trop courts, étaient remplacés par d'autres de 1 mètre et plus de hauteur, suivant le besoin. Le cuvelage étant descendu de 2 mètres dans le terrain, on plaçait un nouveau tronçon après avoir enlevé les vis, et l'on recommençait à presser de la même manière.

Après avoir enfoncé 12 mètres de cuvelage en tôle, on a atteint, vers la fin du mois de septembre 1845, la tête d'un banc de sable de 22 mètres

d'épaisseur, rendu excessivement mouvant par la présence d'une énorme quantité d'eau. La profondeur de l'avaleresse était alors de 43 mètres, et l'on était entré de 9 mètres dans le niveau. Comme pour les percements ordinaires dans les terrains recélant des nappes d'eau, le travail avait été exécuté jusque-là en tenant les eaux à plat, c'est-à-dire en maintenant le fond du puits constamment à sec, au moyen de l'épuisement des eaux affluentes. Nous avons vu plus haut comment l'on avait opéré cet épuisement; mais, pour continuer le percement du puits dans les sables, il était difficile que l'on suivît le même procédé, car l'épuisement des eaux aurait eu pour résultat :

1° D'exiger l'établissement de jeux de pompes dans l'intérieur du puits en avaleresse, parce que la colonne liquide étant plus forte à l'extérieur qu'à l'intérieur du cuvelage, l'affluence des eaux aurait augmenté en même temps que la différence entre ces deux colonnes, et les pompes établies dans le puits n° 1 n'auraient pu suffire à l'épuisement de ces eaux. Cet épuisement aurait d'ailleurs été assez difficile, parce que les eaux tenant en suspension une grande quantité de sable, il se serait formé, à chaque instant, des obstructions dans les corps de pompe.

La présence, dans le puits, des appareils servant à l'épuisement, aurait aussi considérablement gêné les ouvriers dans l'exécution de leur travail, et l'on aurait éprouvé beaucoup de difficulté pour opérer la descente du cylindre.

2° D'augmenter, en déterminant ainsi la circulation des eaux, l'affluence des sables dans l'avaleresse, et par conséquent la quantité à extraire,

ce qui eût ralenti la marche descendante du cuvelage.

3° De compromettre la réussite du travail. En effet, dans le puits n° 1, il est arrivé que, par suite de la grande quantité de sables que l'on avait dû extraire, il s'était formé, derrière le cuvelage, des excavations considérables; que des éboulements étant survenus, les sables avaient été chassés dans l'intérieur du puits avec une vitesse si grande, que le cylindre, entraîné par leur mouvement, s'était écarté de la verticale, et que ce dérangement avait occasionné la rupture de quarante-sept des boulons qui reliaient le cinquième tronçon, à partir du fond du cuvelage, au sixième. Plus tard, une autre venue subite des sables, ou, pour nous servir de l'expression par laquelle ces sortes d'accidents étaient désignés au charbonnage de Strépy, un nouveau *soufflage*, qui probablement était dû à la même cause, avait occasionné la rupture et l'écrasement de la partie inférieure du cuvelage en tôle entré de quelques centimètres dans le schiste houiller, et avait anéanti ainsi le fruit d'un long et pénible travail.

Pour éviter ces inconvénients et se mettre à l'abri d'accidents analogues, il était donc nécessaire d'appliquer un autre procédé au percement du puits n° 3, à travers le niveau et les sables mouvants. M. de La Roche imagina alors de continuer l'enfoncement du puits sans opérer l'épuisement des eaux, et il donna à ce travail le nom de *percement des puits à niveau plein.* Par ce procédé, la colonne liquide extérieure au cuvelage, laquelle tendait par son poids à chasser les sables dans l'avaleresse, étant équilibrée par la colonne intérieure, et aucune force ne provoquant alors l'as-

cension des sables dans le puits, l'extraction devait en être moindre que si l'on avait travaillé par le procédé ordinaire; une des premières causes des éboulements était ainsi détruite, et l'on évitait ces irruptions subites de sables qui, ainsi que nous l'avons vu, étaient accompagnées de circonstances si désastreuses.

Dans le commencement du mois d'octobre 1845, on a donc laissé remonter les eaux dans le puits jusqu'à leur niveau naturel, qui se trouvait à 9 mètres au-dessus du banc de sables, et l'extraction de ces sables a dû se faire sous une colonne d'eau dont la hauteur augmentait avec l'approfondissement du puits.

L'appareil employé pour exécuter ce travail, et qui porte le nom de *dragueuse*, se compose (*fig.* 7, 8, 9 et 10) d'un carré en fer battu (*a*) de 0^m,21 de côté intérieurement, de 0^m,06 de largeur et de 0^m,06 de hauteur, muni de deux bras en fer (*b*) de 0^m,055 de diamètre, à chacun desquels est suspendu, au moyen de deux œillets (*c*), un vase (*D*) en tôle, de 0^m,004 d'épaisseur, appelé *drague*, de 0,52 hectolitre de capacité, et muni, à la partie inférieure, d'une poignée (*e*) en fer; une clavette (*i*) empêche la drague de quitter le bras auquel elle est suspendue.

Voici comment l'on manœuvrait l'appareil :

Les dragueuses étaient descendues dans le puits au moyen de deux chaînes (*K*) attachées par une de leurs extrémités à deux pièces (*m*) en fer, maintenues chacune, sur les bras, par un anneau (*n*) également en fer, et, par l'autre extrémité, à la corde mise en mouvement au moyen du baritel; elles étaient guidées dans leur marche par un arbre en bois (*P*), qu'embrassait le carré (*a*); cet arbre

ayant pour section transversale un carré de $0^m,18$ de côté, était allongé à mesure que l'on approfondissait le puits; à $0^m.90$ environ de son extrémité inférieure, qui était garnie d'un cône (*q*) en fer, se trouvaient établies huit plaques (*r*) en fer, de 1 mètre de hauteur, de $0^m,065$ de largeur et de $0^m,005$ d'épaisseur, munies d'un rebord (*t*) de $0^m,06$, sur lequel l'appareil venait s'asseoir, arrivées sur le sable, les dragueuses se plaçant horizontalement comme l'indique la *fig.* 10, étaient maintenues dans cette position par les arrêts (*V*) en fer, de $0^m,28$ de longueur et de $0^m,06$ de largeur, fixés aux bras (*b*); les chaînes étaient détachées de la corde qui avait servi à descendre l'appareil, et fixées à deux crochets cloués à la partie supérieure de l'arbre (*P*). Les ouvriers, placés sur un plancher en bois suspendu aux six oreillons de l'un des tronçons supérieurs, imprimaient alors à l'arbre portant les dragueuses un mouvement de rotation, au moyen de l'appareil (*fig.* 11 et 12), composé de deux pièces (*a, a'*) en fer battu, reliées par des boulons (*b*) et présentant, ainsi assemblées, quatre bras de un mètre de longueur, sur lesquels ils agissaient; deux vis (*v*) maintenaient cette armature sur l'arbre en bois (*P*), muni en cet endroit de plaques en tôle (*c*); l'appareil était, de plus, solidement calé sur cet arbre, par des coins en bois que l'on chassait dès qu'ils avaient le moindre jeu. Enfin deux rouleaux (*r*), formés d'un cylindre en tôle de $0^m,03$ de diamètre, mobile sur un axe en fer fixé à deux bras de l'appareil, servaient à guider les chaînes au moyen desquelles on remontait ou descendait les dragueuses.

Lorsqu'après un certain temps les ouvriers éprouvaient de la difficulté à faire marcher les

dragues, ils les remontaient jusqu'au niveau du plancher, de la même manière qu'ils les avaient descendues; ils les prenaient ensuite par la poignée (*e*) pour en vider le contenu dans un baquet placé auprès d'eux. Les sables extraits étaient amenés au jour dans des cuffats de la contenance de 3 hectolitres. On faisait redescendre les dragueuses, puis l'on continuait à travailler comme nous venons de l'indiquer.

Quinze ouvriers, partagés par postes de cinq hommes, travaillant quatre heures sur douze, extrayaient les sables et enfonçaient le cylindre en tôle dans le terrain, en faisant tourner les écrous des vis de pression. Ils recevaient chacun 1 fr. 20 c. pour quatre heures de travail. Six ouvriers chargés de la manœuvre des cuffats au jour et trois conducteurs de chevaux, travaillant huit heures par jour, étaient payés à raison de 1 fr. Enfin trois chefs mineurs (*porions*) se partageaient la surveillance du travail.

Dans le commencement du travail dans les sables mouvants, la descente du cuvelage en tôle a été de $0^m,60$ à $0^m,80$ par jour; mais, à mesure que l'on a pénétré dans le banc de sable, la manœuvre des dragueuses est devenue très-pénible, en partie à cause de la grande distance qui les séparait du point où l'on appliquait la force nécessaire pour leur imprimer un mouvement de rotation. L'on a également éprouvé beaucoup de peine à vaincre les résistances qui s'opposaient à la descente du cylindre, résistances provenant du tassement et de la pression exercée par la colonne de sable contre la paroi extérieure du cuvelage, et qui devaient augmenter à mesure qu'il pénétrait dans le terrain.

La difficulté du travail a donc été en augmentant, et la marche du cylindre a été considérablement ralentie.

Vers la fin du mois de septembre 1846, la profondeur de l'avaleresse était de 63^m,60, et la hauteur de la colonne d'eau, dans l'intérieur du cuvelage, de 29 mètres; l'on avait établi 32 mètres de cuvelage en tôle et pénétré de 20^m,60 dans le banc de sable mouvant; il restait encore 1^m,40 de terrain à traverser avant d'avoir atteint le schiste houiller. Quoique l'on continuât d'extraire les sables avec les dragueuses, il fut impossible de faire descendre le cylindre, parce qu'on ne put vaincre, au moyen des vis de pression, les obstacles qui s'opposaient à sa marche. On fit alors baisser de 5 à 6 mètres le niveau de l'eau dans l'intérieur du cuvelage; cet épuisement occasionna probablement un mouvement qui fit remonter les sables de 0^m,50 à 0^m,40 dans le puits, et qui diminua les résistances provenant de leur tassement à l'extérieur du cuvelage.

Après avoir laissé remonter les eaux jusqu'à leur niveau naturel, on fit de nouveau manœuvrer les dragueuses, et l'on parvint, dans le courant du mois de novembre, à descendre le cuvelage en tôle, composé de dix-sept tronçons de 2 mètres, jusque sur le terrain houiller, dont la surface est inclinée de 0^m,18 environ par mètre, du Nord au Sud. La partie Nord du cuvelage reposa donc d'abord sur la roche solide, et les sables eurent encore facilement accès dans le puits au-dessous de la partie Sud, qui se trouvait distante de 0^m,70 environ du schiste houiller.

Comme le terrain dans lequel on devait alors travailler était trop dur pour être entamé facilement

par les dragues, on se servit d'un *alésoir* (*fig.* 13, 14 et 15) pour couper la roche et préparer ainsi la place où ces appareils devaient fonctionner. Cet instrument se compose d'un carré (*a*) de $0^m,21$ de côté intérieurement, de $0^m,04$ de largeur et de $0^m,08$ de hauteur, muni de deux bras (*b*) de $1^m,12$ de longueur, à l'extrémité desquels se trouve un couteau (*c*) mobile autour de l'axe (*d*), et maintenu dans une position horizontale par un ressort (*e*) formé de trois feuillets d'acier de $0^m,007$ d'épaisseur et de longueurs différentes, fixés au même point (*i*), sur l'appareil, par une de leurs extrémités, et pressant par l'autre sur la tête du couteau. Les deux arbres (*b*) sont renforcés par quatre barres, dont deux (*l*) de $0^m,035$ de diamètre et deux (*m*) de $0^m,02$, qui s'appuyent contre deux montants (*o*) de 1^m10 de hauteur et de $0^m,04$ de diamètre, posés sur les bras (*b*) et portant à la partie supérieure un second carré (*p*), de même largeur que le premier, mais seulement de $0^m,04$ de hauteur. Tout l'appareil est en fer battu.

On s'est d'abord servi de couteaux de $0^m,20$ de longueur; puis on les a remplacés par d'autres de $0^m,30$, $0^m,42$ et $0^m,50$. Lorsque l'on employait ceux-ci, la longueur de l'appareil dépassant le diamètre intérieur du cuvelage, il fallait, pour le descendre, soulever les ressorts au moyen de deux chaînes fixées aux anneaux (*n*) dont ils étaient munis, et les couteaux, mobiles autour de leur point d'attache, pouvaient alors se placer verticalement; arrivés sur le schiste, ces couteaux, portant chacun un anneau auquel était attachée une autre chaîne, étaient redressés et disposés horizontalement. En travaillant avec des couteaux de $0^m,50$, on pouvait pratiquer dans la

roche une excavation ayant un diamètre de 0^{m},02 environ de plus que celui du cuvelage en tôle.

Cet alésoir, disposé sur l'appareil portant les dragueuses, de telle sorte que les bras (*b*) fussent dans une direction perpendiculaire à celle des barres auxquelles étaient suspendues les dragues, était descendu et mis en mouvement avec ces dernières, qui recueillaient ainsi au fur et à mesure les débris de roche que les ciseaux de l'alésoir détachaient.

C'est au moyen de cet appareil que l'on a pu enlever le schiste au-dessous de la base du cuvelage, que l'on avait fait entrer dans la roche solide, au commencement de décembre 1846, de 0^{m},90 environ au Nord, et de près de 0^{m},10 au Sud. Le banc de sable était donc entièrement traversé sans accident, et la partie la plus importante de ce beau travail était terminée. Il restait à fermer le niveau inférieurement, c'est-à-dire à établir à sa base une trousse picotée pour y asseoir le cuvelage et ôter aux sables et aux eaux de l'extérieur tout moyen de pénétrer à l'intérieur du puits; mais cette opération était dangereuse et difficile, parce que, comme elle exigeait que l'on épuisât les eaux dans le puits, la colonne liquide extérieure n'aurait plus été équilibrée par la colonne intérieure, et le cuvelage n'étant pas suffisamment engagé dans le schiste, les sables, soumis à une pression considérable, auraient pu faire irruption au fond de l'avaleresse et compromettre la réussite du travail.

Pour lever la difficulté, on se décida à faire usage de l'air comprimé pour équilibrer la colonne liquide extérieure, après que les eaux contenues dans le puits auraient été évacuées.

La première idée d'employer l'air comprimé pour maintenir les eaux dans le creusement des puits à travers des terrains aquifères, est due, comme on le sait, à M. Triger. Les travaux exécutés, en 1839, dans le département de Maine-et-Loire (France) par cet ingénieur, ont eu pour résultat de démontrer d'une manière suffisante, d'abord que l'homme peut supporter impunément une pression de plusieurs atmosphères, ensuite qu'il est possible de vaincre, par ce moyen, des niveaux de 20 mètres et plus de hauteur. L'application faite en 1845, par M. Mathieu, de l'air comprimé au fonçage d'un puits dans les morts terrains qui recouvrent la concession des mines de houille de Douchy (France), est venue confirmer la possibilité, pour l'homme, de travailler sans trop d'inconvénient sous une pression de 3 1/2 atmosphères (1). Nous dirons cependant qu'on avait reconnu que, à la pression de 4 atmosphères, l'on était à peu près arrivé à la limite au delà de laquelle ce travail aurait pu devenir dangereux.

Rassuré par ces essais, on n'hésita point à recourir à ce procédé pour fermer le niveau au puits n° 3 du charbonnage de Strépy. Mais comme la colonne d'eau, qui était de 31 mètres, aurait exigé une pression de plus de 3 atmosphères pour être équilibrée, on diminua de 9 mètres la hauteur du niveau, en asséchant le terrain autour du cuvelage, au moyen d'une galerie (*G*) (*fig.* 25 et 26), pratiquée à 43 mètres de la surface, c'est-à-dire immédiatement au-dessus du banc de sable mouvant, et qui mettait le puits n° 3 en commu-

---

(1) Voir le rapport de M. *Blavier*, Annales des mines, t. IX, p. 349, et celui de M. Comte, t. XI, p. 124.

nication avec le puits n° 1 ; les eaux du niveau qui se trouvaient au-dessus de cette galerie d'écoulement, se rendaient dans le puits n° 1, d'où elles étaient extraites par les pompes d'épuisement. Ainsi il ne resta plus à équilibrer qu'une colonne d'eau de 22 mètres de hauteur, ce que l'on fit en comprimant l'air dans le puits à 3,70 atmosphères environ.

Voici les dispositions qui ont été prises pour ce travail :

Pour maintenir l'air comprimé dans le puits et permettre aux ouvriers de pénétrer dans les travaux et d'en sortir, on a construit, à la partie supérieure du cuvelage en tôle, une espèce de cage (*S*) (*fig.* 21 et 23) nommée *sas à air*, qui a été formée avec le tronçon cylindrique supérieur, dont chacune des bases a été fermée par un plancher. Le plancher inférieur *A* (*fig.* 21, 23 et 24), compris entre le premier et le troisième tronçon, aux collets desquels il a été relié par soixante-cinq boulons, a été composé de onze pièces de bois de 0m,22 d'épaisseur, dont dix de 0m,30 à 0m,33 de largeur, et une, celle du milieu, de 0m,65 ; ces pièces ont été reliées les unes aux autres au moyen de languettes en bois, de 0m,02 de hauteur et de 0m,03 de largeur, logées dans des rainures pratiquées dans les faces verticales; quatre tirants (*e*) en fer de 0m,03 de diamètre, pourvus, à chacune de leurs extrémités, de forts écrous, traversaient ces pièces horizontalement et perpendiculairement à leur longueur, et les serraient fortement les unes contre les autres. Ce plancher, qui débordait le cuvelage, pénétrait dans la roche de 0m,10 à 0m,12 ; pour l'établir, on a détaché du reste du cuvelage le premier tronçon, que l'on a

amené à la surface. Au centre de la pièce du milieu, se trouvait pratiquée une ouverture (*o*) rectangulaire, de 0m,65 de longueur et de 0m,35 de largeur, destinée au passage des ouvriers et des matériaux, et fermée par une porte-clapet (*p*), légèrement bombée extérieurement, fixée au-dessous du plancher et s'ouvrant à charnière. Huit poutres en bois (*B*), de 0m,26 d'équarrissage, disposées transversalement aux pièces composant le plancher, quatre au-dessus et quatre au-dessous, et établies à frottement contre la paroi intérieure du cuvelage, devaient empêcher les pièces de bois de fléchir sous les pressions alternatives auxquelles elles seraient soumises.

Le plancher supérieur (*c*), formé de pièces de bois de mêmes dimensions que celles du plancher inférieur, disposées et assemblées de la même manière, mais ne débordant extérieurement le cuvelage que de 0m,06 à 0m,08, a été fixé sur le collet supérieur du premier tronçon au moyen de soixante-cinq boulons. Il était muni d'une ouverture (*o'*) également de 0m,65 sur 0m,35 de côté, correspondant directement à celle de l'autre fond et se fermant de la même manière. Il était aussi consolidé au-dessous par quatre poutres (*B*) en bois, parallèles entre elles, de 0m,26 d'équarrissage, assemblées à frottement contre le cylindre, et au-dessus par quatre autres poutres (*D*) de 0m,48 d'équarrissage, solidement encastrées, par leurs extrémités, de 0m,50 dans le terrain. Ces huit poutres étaient disposées de manière à se trouver, avec celles du fond inférieur, quatre à quatre dans un plan vertical.

Les deux planchers ont été rendus solidaires au moyen : 1° de six colonnes creuses en fonte (*g*) pla-

cées verticalement entre les poutres (*B*) dans le sas, ayant 0m,12 de diamètre extérieur et 0m,07 de diamètre intérieur, dans lesquelles passaient des boulons (*v*) en fer de 0m,05 de diamètre, traversant les deux planchers et les poutres; 2° de deux autres boulons (*h*) aussi en fer, de 0m,065 de diamètre, ne traversant, eux, que les planchers, et serrés par des écrous pressant sur des pièces de bois (*E*) de 0m,30 d'équarrissage placées au-dessus et au-dessous du sas; 3° enfin par une seconde paire de boulons (*i*) également en fer, de même diamètre que les précédents, mais traversant à la fois les planchers et les poutres. A ces deux derniers boulons étaient fixés des supports (*s*) destinés à recevoir l'axe d'un treuil (*U*) établi dans le sas.

Deux robinets (*r*) (*fig.* 21), de 0m,012 de diamètre, étaient établis, l'un sur le plancher supérieur, l'autre sur le plancher inférieur, et servaient à mettre le sas en communication, le premier, avec l'atmosphère, le second, avec le puits où se trouvait l'air comprimé.

Enfin, pour relier davantage le sas au reste du cuvelage et pour empêcher qu'il ne fût soulevé par suite de la pression que les fonds devaient supporter, on a placé six boulons (*n*) de 0m,04 de diamètre, traversant le plancher inférieur et ses poutres de renfort; chacun de ces boulons, retenu par un écrou, était terminé inférieurement par un œillet duquel partaient deux tiges en fer de 0m,03 de diamètre et de longueur différente, allant se fixer, la plus courte (*t*) à l'un des oreillons du premier tronçon, au-dessous du sas, et l'autre (*t'*) à l'un de ceux du quatrième tronçon.

Une soupape de sûreté (*u*) de 0m,018 de diamètre, établie au-dessus du tuyau (*x*) traversant

le sas dans toute sa hauteur, servait à indiquer l'excès de pression.

A 2 mètres au-dessous du sas, on a placé un plancher (*H*) (*fig.* 21 et 23), composé de pièces de bois de 0m,18 d'équarrissage, dont les extrémités reposaient sur le collet inférieur du deuxième tronçon cylindrique; ce plancher devait recevoir les ouvriers chargés d'extraire les déblais et de descendre au fond du puits, au moyen du treuil (*U'*), les matériaux nécessaires au travail.

Pour amener l'air comprimé dans le puits, on s'est servi d'un tuyau (*T*), de 0m,38 de diamètre et de 106 mètres de longueur, composé de portions de longueurs différentes, réunies par des boulons; et, dans le but d'empêcher les fuites d'air, on a recouvert, avec du mastic de fonte, les joints entre lesquels on avait placé des torches de lin trempées dans du minium. Ce tuyau, partant d'une machine soufflante établie à 70 mètres environ de l'orifice du puits, descendait le long des parois de l'avaleresse, traversait les sas à air et venait déboucher à 0m,35 au-dessous du plancher inférieur. Il était muni, à cette extrémité, d'une grande soupape en tôle (*Y*) qui devait le fermer complétement, dans le cas où il serait venu à se briser, et qui devait ainsi prévenir une détente trop rapide de l'air comprimé. Elle servait aussi à maintenir l'air comprimé dans le puits, lorsque l'on en suspendait l'émission, pendant le renouvellement des clapets du cylindre soufflant, ou les réparations à faire à la machine.

Le cylindre soufflant avait intérieurement une hauteur de 1m,02 et un diamètre de 0m,52; la course du piston était de 0m,90. Cet appareil était desservi par la machine à vapeur à haute pression

sions des pièces et des poutres que l'on avait employées indiquaient suffisamment que les planchers, considérablement fortifiés d'ailleurs par les dix grands boulons, pouvaient résister à une pression de beaucoup supérieure à celle qu'ils étaient appelés à supporter; on avait aussi apporté beaucoup de soins dans leur établissement et dans le choix des matériaux. L'appareil présentait donc toutes les garanties de solidité désirables.

Le 8 mars 1847, on a commencé à comprimer graduellement l'air dans le puits n° 3; à mesure que cette compression a augmenté, les eaux pressées dans l'intérieur du cuvelage ont été refoulées en grande partie, par le tuyau de décharge, dans la galerie d'écoulement établie au niveau des sables, et se sont rendues dans le puits n° 1. En même temps que la colonne d'eau diminuait, des ouvriers ont bouché toutes les ouvertures qui livraient passage à l'air comprimé, et recouvert tous les joints des collets d'une couche de terre glaise de $0^m,02$ environ d'épaisseur; ils ont aussi établi deux systèmes d'échelles verticales, le long des parois du cuvelage, pour la circulation des ouvriers dans le puits.

Le 21 mars, l'avaleresse a été mise complétement à sec, et l'on a pu arriver sur le schiste houiller. Le cuvelage ayant été visité avec soin, on a reconnu qu'il ne manquait pas un seul boulon, qu'il était tout à fait d'aplomb, mais que les cercles de renfort, dont étaient munis les six premiers tronçons à partir du fond, étaient brisés en plusieurs endroits. Le faux cuvelage, c'est-à-dire le cylindre qui était fixé intérieurement au tronçon inférieur au moyen de huit vis, a été ensuite détaché et descendu de $0^m,30$ dans le schiste, qui

avait été entamé par l'alésoir. Après avoir soigneusement bouché avec de la terre glaise toutes les ouvertures par où l'eau et les sables pouvaient se frayer un passage derrière le faux cuvelage, on a commencé l'enfoncement du puits pour chercher un terrain assez résistant et y établir une trousse picotée, sur laquelle on devait élever, intérieurement au cylindre en tôle, un cuvelage en bois ayant vingt-deux pans.

On a d'abord traversé une certaine épaisseur de schiste houiller, puis cinq veines de charbon; mais ces roches ne présentaient pas les qualités requises pour y établir la trousse; ce n'est qu'à 3m,47 au-dessous du cuvelage en tôle, que l'on a rencontré un banc dur et imperméable, dans lequel on a pu exécuter ce travail.

A mesure que l'on a enfoncé, les parois du puits ont été tapissées d'une couche de glaise et revêtues d'un boisage provisoire.

Ce travail d'enfoncement a été exécuté par des ouvriers travaillant par postes de cinq hommes, dirigés par un chef mineur, et restant dans l'air comprimé pendant quatre heures consécutives; ils faisaient trois postes (soit douze heures de travail) pendant quarante-huit heures, et recevaient environ 3 francs par jour.

Voici comment s'exécutait la manœuvre pour leur entrée et leur sortie de l'appareil, et comment ils étaient distribués dans les travaux.

La porte du plancher supérieur étant ouverte, celle du plancher inférieur ainsi que les deux robinets étant fermés, le poste d'ouvriers descendait dans le sas, après y avoir placé les caisses vides qui devaient servir à l'extraction des déblais; on fer-

le cuvelage en bois au-dessous de la galerie (*G*), pratiquée au niveau des sables, c'est-à-dire à 25 mètres environ du fond du puits, et on l'a fermé le 23 avril, par une cinquième trousse (*R*).

A mesure que ce travail avançait, on laissait remonter les eaux dans l'intérieur du puits, en diminuant graduellement la tension de l'air; à la fin, le manomètre établi au-dessous du sas n'indiquait plus qu'une pression de 2,2 atmosphères, tandis que, au commencement, elle avait été portée à 3,70. Les eaux arrivaient dans le puits par quatre petits conduits ménagés dans la trousse inférieure (*P*).

La première trousse picotée (*P*) a été formée de vingt-deux pièces en bois de chêne (*fig.* 19), de $0^m,30$ de hauteur, de $0^m,45$ d'épaisseur et de $0^m,40$ de longueur intérieure, assemblées à tenon et mortaise. Les premiers picots employés étaient en bois blanc; leur forme était celle d'un coin plat, ayant $0^m,22$ de longueur, $0^m,06$ de largeur et $0^m,015$ d'épaisseur à la tête; on les a placés, partie la tête en bas et partie la tête en haut, entre la face postérieure des pièces et la lambourde ou *garniture* en bois blanc, de $0^m,025$ d'épaisseur sur $0^m,30$ de hauteur, derrière laquelle se trouvait de la mousse fortement tassée; lorsqu'il n'y a plus eu de place pour disposer des coins, on a commencé le picotage proprement dit, qui consiste à enfoncer, entre les coins, des picots, d'abord en hêtre, ensuite en chêne, ayant la forme d'une pyramide quadrangulaire, de $0^m,15$ à $0^m,17$ de hauteur et de $0^m 015$ à $0^m,02$ de côté à la base. Les outils employés pour exécuter ce travail ont été les mêmes que ceux dont on se sert dans les picotages ordinaires.

La deuxième trousse (*Q*), composée de onze pièces (*fig.* 20) de 0m,28 d'épaisseur et de 0m,26 de hauteur, assemblées également à tenon et mortaise, et dont les faces antérieures ont été taillées de manière à présenter, après leur réunion, un polygone de vingt-deux côtés, a été fixée contre les parois du cylindre au moyen de coins et de picots fortement serrés.

Enfin les autres trousses (*U*), formées de vingt-deux pièces de même hauteur que celles du deuxième siége (*Q*), ont été serrées contre le cuvelage en tôle de la même manière.

On a donné aux pièces composant le reste du cuvelage des hauteurs différentes, 0m,17 d'épaisseur et une longueur intérieure égale à celle des pièces de la trousse inférieure. Toutes celles composant un même pan du cuvelage ont été reliées entre elles au moyen d'une languette en bois (*fig.* 18) de 0m,05 de hauteur et de 0m,015 d'épaisseur, s'adaptant dans une rainure pratiquée dans les faces supérieure et inférieure de chaque pièce, et établie à 0m,085 de leur face antérieure. Après les avoir resserrées par des coins en bois de chêne, chassés entre elles et le cylindre en tôle, on a comblé, avec du béton hydraulique, le reste de l'intervalle compris entre les deux cuvelages.

Le 24 avril, on a comprimé de nouveau l'air dans le puits, pour faire baisser les eaux, afin de pouvoir exécuter le calfatage, qui a été commencé le 26. Ce travail ayant été fait en descendant, on a augmenté la compression de l'air à mesure que l'on avançait; la plus forte pression que l'on a dû employer, à la fin de cette opération, a été de 2,90 atmosphères seulement, tandis qu'auparavant

l'on avait dû la porter jusqu'à 3,70 atmosphères. Cette différence provenait de ce que, pendant le travail d'enfoncement, l'air comprimé devait maintenir en équilibre une colonne d'eau de 22 mètres, tandis que, lors du calfatage, le cuvelage étant fermé, le but que l'on voulait atteindre en comprimant l'air était de faire évacuer, par le tuyau de décharge, les eaux contenues dans le puits; bien que la hauteur à laquelle elles dussent s'élever pour arriver à la galerie d'écoulement fût de 22 mètres, il avait suffi de comprimer l'air à 2,90 atmosphères, parce que, se mêlant à l'eau qui sortait par les ouvertures ménagées dans le tuyau de décharge, cet air rendait la colonne fluide beaucoup moins dense, ce qui permettait aux eaux de s'élever à une plus grande hauteur avec le développement d'une pression moindre (1).

Le 6 du mois de mai, le calfatage a été terminé, et l'on a laissé échapper l'air comprimé renfermé dans le puits. A la suite de cette décompression, les eaux, arrivant par de petites ouvertures qui n'avaient pas été entièrement bouchées, sont remontées de 6 mètres dans l'avaleresse. Comme la trousse inférieure (*P*) n'avait pu être parfaitement picotée sur tout son pourtour, à cause du peu de résistance que présentait, en un point, le banc dans lequel elle avait été placée (circonstance que l'on n'avait pu connaître avant son établissement), les eaux trouvaient encore moyen de pénétrer dans le puits; pour remédier à cet inconvénient, M. de La Roche se décida à placer une nouvelle trousse à un niveau inférieur. Pour épuiser les

(1) Cette influence de l'air mélangé à la colonne d'eau avait été constatée et utilisée par M. Triger, dès l'année 1841. C.

eaux qui se trouvaient dans le puits sur une hauteur de 6 mètres, on les a recueillies dans des caisses en bois, que l'on a vidées dans une bâche disposée à la partie supérieure du tuyau de décharge qui avait servi primitivement à l'évacuation des eaux; elles se rendaient dans la galerie d'écoulement (*G*), par une ouverture pratiquée dans ce tuyau.

Après avoir mis le puits à sec, on a procédé à l'enfoncement, et, à 2^{m},75 environ au-dessous du cuvelage en bois, on a rencontré une couche suffisamment dure pour supporter un picotage soigné. On y a établi une trousse (*S*), composée de vingt-deux pièces de 0^{m},30 de hauteur et de 0^{m},45 de largeur, dont le picotage a pu être fait de manière à ne rien laisser à désirer. On a ensuite monté le cuvelage jusqu'à la première trousse (*P*) précédemment établie, et, pour mettre la dernière pièce, on a comprimé l'air, le 13 mai, à 2,90 atmosphères. Il a fallu six heures pour opérer cette compression. Le 16 du même mois, le cuvelage étant terminé, on a rendu libres toutes les ouvertures par où l'air comprimé pouvait s'échapper, et, en moins de trois heures, le puits a été complétement vidé. Le cuvelage a très-bien tenu les eaux.

Ce travail d'enfoncement, si remarquable par les difficultés que l'on a rencontrées à chaque pas et par la nouveauté des appareils dont on a fait usage, était terminé; M. de La Roche, par son génie et sa persévérance dignes d'éloges, avait donc enfin triomphé de tous les obstacles que présentait le passage des sables mouvants.

Disons quelques mots touchant l'éclairage et l'aérage des travaux.

L'éclairage dans l'air comprimé se faisait au

moyen de lampes ordinaires, désignées à Strépy sous le nom de *crachets*; mais, ainsi que cela avait déjà été reconnu en France, à mesure que la compression augmentait, la combustion devenait tellement rapide, qu'il était impossible d'employer des chandelles ou des lampes munies de mèches de grosseur ordinaire. On se servit donc de mèches en coton beaucoup plus petites, et nonobstant cette précaution il se produisit encore beaucoup de fumée, qui, ne se dégageant que d'une manière incomplète, rendait le séjour dans l'air comprimé un peu incommode. Cet inconvénient était très-bien constaté par la couleur noire que présentaient les expectorations, et aussi par la couche de carbone qui tapissait l'intérieur des narines, même après un séjour de moins de deux heures dans l'appareil.

Un accident arrivé le 5 du mois d'avril 1847 est venu donner la mesure de la rapidité avec laquelle le feu pouvait se propager dans l'air comprimé. Voici dans quelles circonstances il a eu lieu : deux ouvriers placés sur le plancher au-dessous du sas à air, et chargés de l'extraction des caisses remplies de déblais provenant du travail d'enfoncement, s'étant endormis sans avoir pris la précaution d'éloigner leurs lampes, l'un d'eux qui, contrairement aux règlements particuliers établis par M. de La Roche, s'était muni d'une couverture d'étoupe, se déplaça probablement pendant son sommeil, et mit le feu à ses vêtements; le feu se propagea avec rapidité; il était d'ailleurs activé par le courant d'air frais qui, partant de la machine soufflante, venait déboucher auprès du malheureux ouvrier; son camarade, placé à ses côtés, fut lui-même bientôt atteint par le feu; s'étant éveillé,

et voyant la position dans laquelle il se trouvait ainsi que son compagnon, il descendit immédiatement au fond du puits, où les ouvriers, occupés à l'enfoncement, s'empressèrent de lui porter secours; ils voulurent ensuite se rendre auprès de l'autre ouvrier qui, se trouvant déjà fortement brûlé, n'avait pu descendre; mais ils tentèrent en vain de l'approcher; la fumée produite par la combustion, et qui ne trouvait aucune issue pour s'échapper, les empêcha d'arriver jusque sur le palier; ils durent renoncer à sauver le malheureux, qui bientôt périt victime de son imprudence.

A la suite de ce triste événement, on essaya d'employer des lampes de sûreté et des lanternes ordinaires en verre; mais la fumée développée par la combustion étant trop abondante, venait bientôt obstruer les toiles métalliques et noircir le verre intérieurement. On dut donc renoncer à ces moyens d'éclairage, et, comme on n'avait plus que quelques jours à travailler dans l'air comprimé, on continua à se servir des mêmes lampes que l'on avait employées avant l'accident; d'ailleurs on ne doutait pas qu'après le terrible exemple que les ouvriers venaient d'avoir sous les yeux, ils ne prissent toutes les précautions nécessaires dans le maniement de leurs lampes.

Pour ce qui concerne l'aérage des travaux, aucune disposition particulière n'a été prise, parce qu'il était à supposer que la quantité d'air envoyée dans le puits par la machine soufflante aurait été plus que suffisante pour les besoins des travailleurs. Nous allons calculer quel était ce volume d'air.

Nous avons vu que le cylindre de la machine soufflante avait intérieurement un diamètre de

$0^m,52$ et une hauteur de $0^m,96$, déduction faite de celle du piston, dont la course était de $0^m,90$; comme ce piston venait dans son ascension toucher le couvercle supérieur du cylindre dans lequel il fonctionnait, il devait donc laisser au-dessous un espace mort de $0^m,06$, lorsqu'il était arrivé au point le plus bas de sa course. D'après ces données, il y avait ainsi, au-dessus du piston, lorsqu'il était descendu, un volume de

$$3,14 \times (0^m,26)^2 \times 0^m,90 = 0^{m^3},191037,$$

volume qui était rempli par de l'air à la tension atmosphérique, et que le piston, en montant, envoyait dans le puits.

Lorsque le piston était parvenu au haut de sa course, il y avait, au-dessous, un volume de

$$3,14 \times (0^m,26)^2 \times 0^m,96 = 0^{m^3},203808,$$

qui était également rempli par de l'air à la tension atmosphérique, et dont une portion,

$$3,14 \times (0^m,26)^2 \times 0^m,06 \times 3\,\text{atm.},5 = 0^{m^3},044583,$$

restait dans l'espace mort, lorsque le piston était arrivé au bas de sa course. Il n'entrait dans le puits, lors de la descente du piston, qu'un volume de

$$0^{m},203808 - 0^{m^3},044583 = 0^{m^3},159225,$$

à une atmosphère de tension.

Pour un coup double du piston, la quantité d'air fournie par la machine était donc de

$$0^{m^3},191037 + 0^{m^3},159225 = 0^{m^3},350262;$$

et comme le nombre de coups doubles était, en moyenne, de 9 par minute, la quantité d'air envoyée dans le puits pendant une heure était de $189^{m^3},14148o$.

Mais ce volume n'est que théorique; dans ce calcul, nous n'avons pas tenu compte des pertes qui se faisaient par les soupapes, par les joints du cylindre soufflant et du tuyau qui amenait l'air dans le puits, des variations de température, etc., etc.; en ne conservant que les deux tiers de ce volume, soit $126^{m^3},094320$, ce qui équivaut à 36,027 mètres cubes d'air comprimé à 3,5 atmosphères, nous ne nous écarterons pas beaucoup de la quantité réelle d'air envoyée dans le puits. Ce volume d'air paraissait donc devoir subvenir surabondamment aux besoins des ouvriers (au nombre de 7 au *maximum*) qui travaillaient dans le puits; car on sait que, dans l'atmosphère ordinaire, le volume d'air pur nécessaire à la respiration est de 6 mètres cubes environ. Or, quoique jusqu'ici aucune expérience directe n'ait démontré qu'avec un volume d'air comprimé à 2, 3, etc. atmosphères, l'homme puisse vivre 2, 3, etc. fois plus de temps qu'avec le même volume à une atmosphère, il est cependant probable que, dans le cas qui nous occupe, il ne fallait pas 6 mètres cubes d'air comprimé à 3,5 atmosphères, par individu et par heure. Les ouvriers se trouvaient donc avoir à leur disposition une quantité d'air beaucoup plus que suffisante. Cependant il arrivait souvent que l'aérage laissait à désirer; cela provenait principalement de ce que les lampes consommaient déjà une grande partie de l'air; que les produits qui échappaient à la combustion étant assez abondants, en viciaient un grand volume; qu'il y avait beaucoup de vapeur d'eau tenue en suspension dans cette atmosphère, et qu'une quantité très-notable d'air pur s'échappait du puits, en même temps que l'air vicié,

par les fissures du terrain et pendant la manœuvre du sas. Lorsque l'atmosphère paraissait manquer de pureté, on remédiait à cet inconvénient en faisant marcher la machine avec plus de vitesse, et en laissant échapper l'air renfermé dans le puits par le tuyau de décharge dont on ouvrait le robinet placé à la partie inférieure.

Voici maintenant les effets physiologiques et physiques que l'on a observés dans l'air comprimé :

La première action porte sur l'organe auditif. Presque toutes les personnes qui ont été soumises à la compression, ont ressenti une douleur plus ou moins vive sur la membrane du tympan ; cette impression désagréable qui commence à se manifester le plus souvent dès qu'on laisse entrer l'air comprimé dans le sas, et qui, pour certains individus, est insupportable, tandis que pour d'autres elle n'est que légère, va constamment en augmentant jusqu'à 2 ou 2 1/2 atmosphères ; elle disparaît immédiatement lorsque l'on souffle l'air dans l'oreille moyenne après avoir fermé la bouche et les narines, ou bien que l'on opère un mouvement de déglutition fréquente de la salive. C'est principalement la première fois que l'on est soumis à la compression, que ces douleurs se font ressentir avec quelque intensité ; mais, lorsque étant descendu plusieurs jours de suite, et ayant chaque fois séjourné pendant quelques heures dans l'air comprimé, l'on a, pour ainsi dire, habitué ses organes à fonctionner dans ce milieu plus dense, on n'éprouve plus qu'une légère sensation, qui disparaît au bout d'un temps très-court.

A la pression de deux atmosphères, et au delà, plusieurs personnes ont ressenti, la première fois qu'elles ont été soumises à l'action de l'air com-

primé, une douleur excessivement vive dans la partie inférieure du front et qui paraissait suivre la direction du nerf sourciller; M. de La Roche m'a dit avoir éprouvé cette douleur lorsqu'il descendit dans l'appareil à air comprimé établi à l'avaleresse de Douchy; lorsque je visitai ces travaux, en décembre 1846, j'éprouvai le même effet, 5 ou 6 minutes après être rentré dans le sas, et la douleur fut tellement aiguë, que je crus un moment qu'il me serait impossible de rester plus longtemps dans l'air comprimé; la compression était en ce moment de deux atmosphères environ; mais je fus immédiatement débarrassé de cette douleur, lorsque, ainsi que je le fis par la suite quand je ressentais quelque gêne dans les oreilles, j'essayai de chasser l'air par les narines que je tenais, ainsi que la bouche, hermétiquement fermées.

Quant à la fonction de l'audition, on remarque que les sons produits sont plus purs et plus intenses, et que les efforts qu'exige leur production sont plus considérables dans l'air comprimé que dans l'atmosphère ordinaire; ces effets s'expliquent assez facilement; car, d'une part, l'action des ondes sonores sur l'organe auditif est plus vive à mesure que la densité du milieu devient plus considérable, et, d'autre part, l'on doit avoir plus de peine à mettre en vibration un colonne d'air dont la densité est double ou triple, qu'on n'en éprouve dans les circonstances habituelles. On a aussi constaté, à Strypy, qu'un individu atteint de surdité depuis longtemps, a constamment entendu plus distinctement dans l'air comprimé que dans l'atmosphère ordinaire; ce fait avait déjà été observé par M. Triger, qui l'a mentionné dans son mémoire sur l'appareil à air comprimé qu'il a

articulations, et se présentaient, chez certains individus, avec un tel degré d'acuité, qu'ils restaient quelquefois plus de quarante-huit heures sans pouvoir goûter le sommeil; elles duraient pendant quelques jours, et diminuaient sensiblement à mesure que l'on renouvelait les descentes dans l'appareil. On a remarqué que quelques ouvriers assez fortement attaqués, et qui étaient descendus pour travailler, se trouvaient débarrassés de toute douleur dès qu'ils étaient comprimés, mais qu'elles se faisaient sentir de nouveau quelque temps après leur sortie de l'appareil.

Lorsqu'ils étaient remontés au jour après quatre à cinq heures de travail, on pouvait très-bien observer que sur les bras, par exemple, les veines habituellement saillantes étaient affaissées et présentaient une dépression suivant tout leur parcours. Ils éprouvaient aussi quelquefois de légers maux de tête, et généralement des picotements incommodes sur toute la surface cutannée et particulièrement aux extrémités; cela provenait probablement de la révulsion qui s'opérait lorsque le sang, refoulé à l'intérieur par la forte pression à laquelle le corps avait été soumis extérieurement, se reportait vers la peau pour reprendre sa marche normale.

Enfin un ouvrier, accablé depuis longtemps d'une migraine qui ne le quittait presque jamais, nous a assuré n'avoir plus ressenti aucune douleur provenant de cette affection depuis qu'il avait été soumis à la compression. Un autre a été atteint de surdité pendant plusieurs jours.

Après dix à quinze jours de travail dans l'air comprimé, les ouvriers n'ont plus éprouvé que rarement de légères crampes articulaires; ils ont

pu continuer le travail sans inconvénient. Toutes les personnes qui sont descendues et qui n'ont séjourné dans l'appareil que pendant une heure et demie, ou deux au plus, n'ont ressenti aucune douleur après être remontées à la surface; seulement elles ont éprouvé généralement, dans la soirée du jour de leur descente et même le lendemain, une assez grande sensibilité dans l'organe auditif; c'est ce que j'ai pu constater moi-même chaque fois que je suis descendu.

Si les ouvriers ont ressenti des douleurs très-vives à la suite de leur séjour dans l'air comprimé, c'est qu'ils ont été soumis de prime abord à une pression considérable (3,7 atmosphères), et qu'ils sont restés dans les travaux pendant quatre ou cinq heures consécutives; il est probable que, s'ils avaient été amenés graduellement à supporter cette forte pression, et que si l'on avait pu, sans inconvénient, réduire le nombre d'heures de travail, ces douleurs auraient été beaucoup diminuées. On reconnut bientôt que les douleurs dont ils étaient accablés étaient sans danger; mais on craignait que leur santé ne fût par la suite un peu altérée; heureusement, depuis plus d'un mois que le travail est terminé, tous ces ouvriers jouissent d'une bonne santé, et aucun indice particulier ne peut les faire distinguer de ceux qui n'ont pas été soumis à la compression.

Quant au traitement suivi pour alléger leurs douleurs, il consistait à frictionner, avec de l'eau-de-vie camphrée ou bien avec de l'éther, les parties du corps qui se trouvaient endolories; les bains, pris immédiatement après la sortie de l'appareil, procuraient aussi quelque soulagement lorsqu'on y était plongé.

Ainsi que cela avait été pratiqué à Douchy, on a dû soumettre, à Strépy, les ouvriers qui travaillaient dans l'air comprimé, à un régime alimentaire plus substantiel. Dans ce but, M. de La Roche leur faisait distribuer chaque jour une ration de bouillon, de la viande, des pommes de terre et de fortes bières. De plus, il ne cessait de leur recommander d'apporter beaucoup de sobriété dans l'usage des spiritueux, car on avait déjà reconnu qu'il était assez dangereux de s'exposer à l'action de l'air comprimé à la suite d'excès de ce genre (1). Il avait fait aussi tout ce qui était en son pouvoir, pour prévenir les indispositions dont les travailleurs étaient menacés; ainsi, entre autres choses, il leur avait fait confectionner des espèces de manteaux d'étoupes, qu'ils revêtaient à leur sortie de l'appareil, et qui servaient à les prémunir contre un refroidissement trop rapide, auquel ils étaient exposés durant leur trajet depuis le puits jusqu'à la pièce où ils devaient se rendre pour changer de vêtements. Lorsqu'ils souffraient, il leur prodiguait ses soins avec beaucoup de désintéressement, mettait à leur disposition les médicaments et les objets que leur état réclamait; en un mot, il veillait à ce qu'il ne leur manquât rien. C'est au moyen de tous ces soins, de toutes ces précautions, que les ouvriers voyaient leurs douleurs diminuer sensiblement, et venaient après leur rétablissement reprendre leur travail avec courage et confiance.

Mons, le 10 juin 1847.

(1) Voir la note de M. Triger, insérée dans les *Comptes rendus* de l'académie des sciences, t. XX, p. 445.

EXPLICATION DES PLANCHES VI ET VII.

Fig. 1. *A*, vue intérieure d'un tronçon cylindrique formé de deux anneaux *C* en tôle, séparés par un troisième *D*, qui les embrasse extérieurement.
B, partie inférieure du deuxième tronçon reposant sur celui *A*.
qq, collets ou fers d'angle.
d, boulons reliant *B* avec *A*.
r, cercle de renfort. Il n'y a que les 2e, 3e, 4e, 5e et 6e tronçons inférieurs du cuvelage qui soient munis d'un cercle de renfort.
f, oreillons.
e, plaque de recouvrement. Les trois tronçons supérieurs n'ont pas été munis de plaque de recouvrement.
h, rivets fixant la plaque de recouvrement au tronçon *A*.
n, rivets fixant la plaque de recouvrement au tronçon *B*.

Fig. 2. Plan de la *fig.* 1.

Fig. 3. Vue extérieure de deux tronçons *A* et *B* assemblés.
e, plaque de recouvrement.
i, lames en fer, fixées au moyen de six vis. Les trois premiers tronçons, à partir du bas, sont munis de dix de ces lames; les trois suivants, de neuf; le septième, de huit; le huitième, de sept; le neuvième, de six; le dixième, de cinq; les autres, de quatre.
d, morceaux de bois placés dans l'intervalle qui existe entre les lames *i* et les anneaux *C*.

Fig. 4. Plan de la *fig.* 3.

Fig. 5. Élévation suivant *AB* de la *fig.* 6, représentant l'appareil servant à enfoncer le cuvelage en tôle.
P, poutres en bois dont les extrémités étaient logées dans le terrain.
P', poutres placées sur le rebord du tronçon cylindrique supérieur.
v, vis de pression.

a, plaques en fer clouées contre les poutres *P*, et sur lesquelles s'appuyaient la tête des vis *V*.
e, écrous. En faisant descendre ces écrous le long des vis de pression, qui restaient fixes, on forçait le cylindre en tôle à pénétrer dans le terrain.
b, prismes en bois, percés au centre d'une ouverture dans laquelle peut se loger l'une des vis *V*.
c, cuvelage en tôle.

Fig. 6. Plan de la *fig.* 5, pris au niveau *DE*.

(*Dans ces deux dernières figures, les détails du cuvelage en tôle ne sont pas représentés.*)

Fig. 7. Élévation de l'appareil dit *dragueuses.*
P, arbre en bois servant à communiquer le mouvement aux dragues.
q, cône en fer battu pour prévenir la détérioration de la partie inférieure de l'arbre *P*.
D, vases en tôle appelés *dragues*, qui servaient à recueillir les sables.
a, carré en fer battu embrassant l'arbre *P*, le long duquel il pouvait se mouvoir.
b, bras en fer portant les dragues.
c, œillets servant à suspendre les dragues au bras *b*.
e, poignées en fer pour manœuvrer les dragues.
i, clavettes empêchant les dragues de quitter les bras *b*.
K, chaînes pour descendre ou monter l'appareil.
m, pièces en fer auxquelles sont fixées les chaînes *K*.
n, pièces en fer embrassant les bras *b* et maintenant les pièces *m*.
V, arrêt servant à maintenir les dragues dans une position horizontale, lorsqu'elles travaillent dans les sables.
r, plaques en fer, au nombre de huit, pour empêcher la détérioration des arêtes de l'arbre *P*.
t, rebords terminant les plaques *r*, et sur lesquels repose l'appareil portant les dragueuses.

Fig. 8. Plan de la *fig.* 7.
u, dans le cas où l'appareil n'aurait pas eu un poids suffisant pour forcer les dragues à pénétrer dans

les sables, on aurait placé sur le carré (*a*) d'autres carrés de même forme, et on les aurait reliés par des boulons placés dans les trous *u*.

Fig. 9. Vue latérale de la *fig.* 7.

Fig. 10. Cette figure indique la position en plan des dragues, lorsqu'elles fonctionnent dans les sables.

Fig. 11. Élévation de l'appareil pour communiquer un mouvement de rotation à l'arbre portant les dragueuses.

P, arbre en bois.

aa', bras sur lesquels agissent les ouvriers pour faire tourner l'arbre *P*.

b, boulons reliant les deux parties dont est composée oette armature.

V, vis maintenant l'armature sur l'arbre *P*.

c, plaques en tôle dressées sur les faces de l'arbre *P*, et contre lesquelles pressent les vis *V*.

Fig. 12. Plan de l'appareil représenté *fig.* 11.

r, rouleaux en tôle contre lesquels glissent les chaînes *K* (*fig.* 7), et qui empêchent ces dernières de fouetter les faces de l'arbre *P* pendant la descente ou l'ascension des dragues.

Fig. 13. Élévation de l'appareil nommé *alésoir*, servant à couper le schiste houiller.

P, arbre au moyen duquel on fait manœuvrer cet appareil. C'est le même que celui employé pour mettre les dragues en mouvement.

a et *p*, oarrés en fer embrassant l'arbre *P*.

b, bras aux extrémités desquels se trouvent les couteaux *c*.

o, montants en fer contre lesquels s'appuyent les tiges *m*.

m et *l*, tiges en fer servant à prévenir la flexion des bras *b*.

c, couteaux en fer.

d, boulons autour desquels les couteaux peuvent se mouvoir.

e, doubles ressorts en acier, s'appuyant sur la tête des couteaux *c* et les maintenant ainsi dans une position horizontale.

i, points d'attache des ressorts *e* sur les bras *b*.

Fig. 14. Plan de l'alésoir représenté en élévation par la *fig.* 13.

Fig. 15. Plan du même alésoir pris au niveau *AB* de la *fig.* 13.

Fig. 16. Coupe verticale de la portion du puits dans la paroi duquel on avait pratiqué une galerie circulaire pour faciliter la pose des rivets placés à la partie supérieure des plaques de recouvrement.

c, cuvelage en tôle.

A, galerie circulaire pratiquée dans la paroi du puits et dans laquelle se plaçait un ouvrier qui formait les rivures.

B, cheminée pour arriver à la galerie *A*.

d, tuyau partant de la surface et débouchant près de l'ouvrier établi sur le plancher *p*. C'est dans ce tuyau que l'on jetait les rivets chauffés au rouge par les ouvriers du jour.

p, plancher où se trouvait l'ouvrier chargé de placer et de maintenir les rivets dans les ouvertures destinées à les recevoir.

Fig. 17. Plan au niveau *CD* de la *fig.* 16.

Fig. 18. Forme et assemblage des pièces composant le cuvelage en bois placé intérieurement au cylindre en tôle.

r, rainures pratiquées dans les faces horizontales de ces pièces, et dans lesquelles se logeaient des languettes en bois.

Fig. 19. Élévation et plan de l'une des pièces composant les trousses picotées établies dans le terrain houiller, au-dessous du cuvelage en tôle. Ces pièces étaient au nombre de vingt-deux pour chacune des trousses.

t, tenon.

m, mortaise.

Fig. 20. Plan de l'une des pièces de la trousse placée intérieurement au tronçon inférieur du cuvelage en tôle. Cette trousse était composée de onze de ces pièces.

Fig. 21. Coupe verticale représentant le sas à air. Cette coupe est faite suivant le plan *AB'* de la *fig.* 22.

S, intérieur du sas à air.

A, plancher établi entre les collets des deux tronçons cylindriques supérieurs.

C, plancher établi au-dessus du premier tronçon.

B, poutres en bois servant à consolider ces p anchers.

D, poutres en bois placées au-dessus du plancher supérieur et pénétrant dans le terrain. En même temps qu'elles consolident le plancher C, ces poutres empêchent que le sas ne soit soulevé par la pression de l'air comprimé.

E, poutres en bois au nombre de 4 et placées, deux au-dessus du sas et deux au-dessous.

e, boulons traversant les pièces de bois dont sont formés les planchers et servant à les serrer les unes aux autres.

g, colonnes creuses en fonte établies dans les sas entre les poutres *B*. Il y en a six.

v, boulons au nombre de six traversant les colonnes *g*, ainsi que les deux planchers et les poutres de renfort.

h, boulons traversant les deux planchers et les poutres *E*. Il y en a deux.

i, boulons, au nombre de deux, disposés de la même manière que ceux *v*, et munis, vers le milieu de leur hauteur, d'une pièce en fer servant de support à l'axe du treuil *U*.

n, boulons traversant le plancher inférieur, ainsi que les poutres *B*, servant à relier le sas au reste du cuvelage au moyen de deux séries de tiges en fer *t*, *t'*.

o, *o'*, ouvertures pratiquées dans les planchers pour le passage des ouvriers et des matériaux.

p, portes en tôle fixées au-dessous des planchers.

r, robinets pour la manœuvre du sas. Les clefs se trouvent à l'intérieur du sas.

T, tuyau qui amène l'air comprimé dans le puits.

t, tiges partant des boulons *n* et allant se fixer aux oreillons du premier tronçon, au-dessous du sas.

t', les mêmes que les précédentes, mais fixées aux oreillons du quatrième tronçon.

U, treuil établi dans le sas à air.

s, supports de l'axe du treuil *U*.

u, soupape de sûreté.

x, tuyau traversant le sas et les deux planchers,

et qui met ainsi la soupape de sûreté *u* en rapport avec l'air comprimé qui se trouve dans le puits.

Y, soupape établie à la partie inférieure du tuyau *T*. Elle sert à fermer hermétiquement ce tuyau, pour empêcher la déperdition de l'air renfermé dans le puits, dans le cas où ce tuyau viendrait à casser, ou lorsque l'on suspend la machine soufflante. Cette soupape est équilibrée comme cela se voit *fig*. 23.

H, plancher établi sur le collet inférieur du premier tronçon au-dessous du sas.

U', treuil pour extraire les déblais.

Fig. 22. Plan du fond supérieur du sas.

Fig. 23. Coupe verticale du sas suivant le plan *C'D'* de la *fig*. 22.

Fig. 24. Plan pris au niveau de *E'F'* de la *fig*. 23.

Fig. 25. Coupe verticale suivant le plan *AB* d'une portion du puits, dans laquelle se trouve représenté le cuvelage en bois que l'on a établi.

G, galerie pratiquée au niveau des sables, dans laquelle se déversaient les eaux foulées hors du puits par le tuyau.

T, tuyau en cuivre qui était allongé à mesure que l'on enfonçait le puits.

a, robinet établi sur ce tuyau.

c, autre robinet. — Quand on voulait faire évacuer les eaux qui se trouvaient amassées au fond du puits, on ouvrait ce robinet, ainsi que celui *a*, et, par la pression de l'air, ces eaux se rendaient dans la galerie *G*.

b, tubulure percée de trous par où l'eau et l'air pénétraient dans le tuyau *T* pour se rendre dans la galerie *G*.

P et *S*, trousses picotées établies dans le terrain houiller.

Q, trousse fortement serrée contre la paroi du cuvelage en tôle.

R et *U*, autres trousses également établies intérieurement au cylindre en tôle.

Fig. 26. Plan de la *fig*. 25 pris au-dessus de la galerie *G*.

RECHERCHES

Sur l'association de l'argent aux minéraux métalliques et sur les procédés à suivre pour son extraction.

Par MM. MALAGUTI et J. DUROCHER.

TROISIÈME PARTIE.

Étude des procédés d'extraction de l'argent.

On emploie actuellement trois sortes de procédés pour extraire l'argent des minerais où il est renfermé :

Trois modes d'extraction de l'argent.

1° La fonte des minerais suivie de la coupellation ;

2° Le traitement à l'aide du mercure ou par amalgamation ;

3° Le traitement par dissolution de l'argent, sans emploi du mercure.

Le premier de ces procédés, qui appartient exclusivement au domaine de la voie sèche, consiste à fondre les minerais avec addition de matière plombeuse, s'ils n'en renferment pas eux-mêmes, et dans des conditions telles que l'on obtienne un alliage de plomb et d'argent, qui est ensuite passé à la coupellation. Cette méthode, qui est la plus ancienne des trois, se rapproche beaucoup par son principe de celle que nous avons décrite comme

Remarques sur le mode d'extraction par fonte et coupellation.

devant être employée, quand il s'agit de faire l'essai des substances minérales argentifères. Elle convient principalement aux minerais dans lesquels l'argent se trouve associé en petite quantité à des composés renfermant des métaux étrangers, tels que le plomb et le cuivre : elle est la seule applicable dans le cas où l'argent accompagne les minerais de plomb comme élément accessoire, et alors qu'il est nécessaire de pourvoir à l'extraction de ces deux métaux. D'ailleurs les avantages que peut offrir ce procédé comparativement aux autres méthodes d'extraction de l'argent sont nécessairement subordonnés au prix du combustible et à la facilité de se procurer des matières plombeuses, lorsque les minerais n'en renferment pas.

Parmi les faits que nous avons exposés dans la première partie de ce mémoire, au sujet des pertes que peut éprouver, par sublimation, l'argent associé à diverses substances, il en est qui pourront trouver d'utiles applications dans le traitement des minerais par la fonte et la coupellation : nous n'ajouterons ici aucun autre détail sur cette branche importante de la métallurgie.

Méthode d'extraction par l'emploi du mercure.

La deuxième méthode d'extraction est basée sur la facilité avec laquelle l'argent peut se dissoudre dans le mercure en formant des amalgames liquides, qui, à cause de leur forte densité, se séparent aisément de la masse d'eau dans laquelle on met en suspension, sous forme de boue, les gangues préalablement réduites à un grand état de ténuité.

Ce procédé doit être préféré au précédent, lorsque le combustible est rare, que les minerais contiennent peu de plomb, ou qu'ils sont difficiles à fondre. Il offre d'ailleurs l'avantage de ne pas exiger de constructions très-dispendieuses et de pro-

duire une extraction rapide de l'argent. Cependant, même dans les contrées où le prix du combustible est peu élevé, comme en Bretagne, en Saxe et autres parties de l'Allemagne, il est souvent plus avantageux de traiter par l'amalgamation que par la fonte des matières pauvres en argent et presque dépourvues de plomb, soit des minerais, soit des produits métallurgiques. Du reste, cette méthode est évidemment préférable, et acquiert un très-grand degré de simplicité lorsqu'il s'agit de minerais où l'argent est en grande partie combiné avec un corps halogène : dans ce cas, la haute température à laquelle ces composés se trouveraient exposés dans le traitement par voie sèche pourrait occasionner des pertes notables en argent.

Cependant l'amalgamation est beaucoup plus difficile à réaliser, lorsque l'argent est engagé dans des combinaisons variées avec du soufre, de l'arsenic et surtout avec d'autres métaux : il faut alors le déplacer par des réactions plus ou moins compliquées, dans lesquelles le mercure intervient fréquemment lui-même, et alors une partie de cet agent disparaît en combinaison avec des métalloïdes, du chlore ou du soufre, indépendamment des portions qui sont perdues en restant mélangées mécaniquement avec les gangues. Comme la quantité de mercure que l'on emploie est considérable et qu'elle représente une valeur importante, il est évident que l'on ne doit pas se préoccuper seulement d'extraire la totalité de l'argent contenu dans les minerais, mais aussi de perdre le moins possible de mercure. Remarques sur les difficultés de l'amalgamation.

La difficulté de régler des réactions dont la nature ne nous est pas parfaitement connue, mais

qui doivent se succéder dans un certain ordre en produisant une transformation complète des composés argentifères, en outre la nécessité de réduire aux plus faibles proportions la consommation d'un réactif aussi coûteux que le mercure, rendent l'amalgamation des minerais d'argent une des opérations les plus délicates de la métallurgie. Malgré les perfectionnements qu'elle a reçus, principalement en Europe, cette industrie est encore une de celles qui ont beaucoup de progrès à faire, surtout à cause des difficultés résultant des conditions locales dans lesquelles se trouvent placées les plus importantes mines d'argent du globe. C'est principalement à l'étude des conditions qui paraissent être les plus favorables au succès de l'amalgamation que va être consacrée la troisième partie de nos recherches.

Troisième mode d'extraction de l'argent.

Nous ajouterons à la fin de ce mémoire quelques détails sur le troisième mode de traitement qui n'a été mis en pratique que depuis peu d'années; il consiste à séparer l'argent de sa gangue en le faisant passer à l'état de chlorure et le dissolvant à l'aide de divers réactifs, principalement au moyen d'une solution concentrée de sel marin, dont il est ensuite facile de le précipiter par le fer ou le cuivre.

Recherches touchant les procédés d'extraction de l'argent par le mercure.

Principe général des procédés d'extraction de l'argent à l'aide du mercure.

Sous quelque forme que l'argent soit contenu dans ses minerais, les procédés que l'on emploie pour son extraction sont généralement fondés sur les mêmes réactions chimiques; ils ont pour base la transformation plus ou moins complète de l'ar-

gent en chlorure, transformation opérée tantôt par voie sèche, tantôt par voie humide; mais dans ce dernier cas une partie du métal précieux s'amalgame sans avoir été chlorurée.

Bien que l'argent se montre assez fréquemment dans la nature à l'état métallique, il est rare que l'on se borne à le mettre en contact avec le mercure pour en opérer l'extraction, soit parce que les matières qui sortent des mines sont des mélanges complexes, soit parce que là même où l'argent se montre sous la forme la plus simple on regarde comme avantageux de l'amener préalablement à l'état de chlorure. Cependant le mercure seul, sans aucun auxiliaire, a la propriété de décomposer le sulfure d'argent, non-seulement quand il est isolé, mais même quand il est combiné avec des sulfures électro-négatifs d'arsenic ou d'antimoine. Il réduit d'ailleurs avec facilité le chlorure, le bromure et l'iodure d'argent; c'est pourquoi dans l'industrie on le fait intervenir non-seulement pour dissoudre l'argent, mais encore pour opérer la réduction du chlorure, tantôt seul, tantôt avec le concours d'un autre métal.

L'amalgamation des minerais d'argent exige-t-elle une chloruration préalable?

Le traitement des minerais d'argent par l'amalgamation donne lieu à des phénomènes complexes et soulève des questions fort difficiles, dont la solution est encore incomplète, bien que des savants de diverses contrées s'en soient occupés. Nous allons indiquer sommairement les principaux points qui sont à éclaircir dans cette étude : d'abord on doit se demander s'il est toujours nécessaire de faire passer l'argent à l'état de chlorure avant de l'amalgamer. On ne voit pas *à priori* pourquoi il ne serait pas plus simple et plus avantageux de le ramener directement à l'état de métal en le sépa-

tant des corps avec lesquels il est combiné, ou bien de l'allier immédiatement avec le mercure, lorsqu'il est à l'état natif.

Remarques sur l'histoire de la fabrication du platine et du fer forgé.

On sait qu'autrefois pour forger le platine on regardait comme indispensable de le combiner avec de l'arsenic ou du phosphore, que l'on ne pouvait l'en séparer ensuite qu'avec beaucoup de difficulté : la suppression de ces corps auxiliaires a été un immense progrès qui, en permettant de fabriquer les instruments de platine à un prix beaucoup plus bas, a puissamment contribué à l'avancement de la chimie. L'histoire de la métallurgie du fer nous offre un fait inverse : pendant bien des siècles on a fabriqué le fer par la méthode directe, en le séparant de ses composés oxydés sans le combiner avec du carbone; mais ce procédé, relégué aujourd'hui en un petit nombre de localités, a été remplacé presque partout par une méthode plus compliquée dans laquelle le fer, à l'état naissant, est combiné avec plusieurs centièmes de carbone, et forme un composé fusible, que l'on détruit péniblement par des élaborations ultérieures. Quoique ce procédé semble vicieux en théorie, il n'en offre pas moins des avantages incalculables, car il a permis d'augmenter la production dans des proportions énormes, avec une grande économie de combustible et de main-d'œuvre et avec la facilité de traiter des minerais très-pauvres. Dans l'histoire de la métallurgie nous trouvons donc des faits qui semblent justifier la marche compliquée des méthodes actuelles d'amalgamation, et d'autres faits, au contraire, qui témoignent en faveur de la possibilité d'opérer une simplification dans cette industrie.

Remarques sur l'histoire de l'amalgamation des minerais d'argent.

L'emploi des réactifs chlorurants dans le traitement par voie humide des minerais d'argent a été inventé par Medina au seizième siècle, et s'est établi en Amérique d'une manière pour ainsi dire instinctive, sans que l'on ait été guidé par aucun principe scientifique. Plus tard, vers la fin du dix-huitième siècle, dans une petite contrée de l'Europe qui a été le premier foyer de l'art des mines, on a jugé utile de traiter par le mercure des minerais dont la fusion était peu avantageuse. Là on a cru devoir aussi opérer la séparation de l'argent par un procédé dans lequel on faisait passer ce métal à l'état de chlorure, il est vrai sans s'en douter, au moins dans l'origine. Mais on a accéléré l'opération en faisant agir les corps auxiliaires sous l'influence de la chaleur. Ensuite, pour rendre plus rapide la réduction du chlorure, on a adjoint au mercure du fer métallique. Quant aux procédés qu'on a employés depuis en diverses localités, les uns se rattachent à la méthode américaine, dans laquelle des réactifs chlorurants dissous (du bi-chlorure de cuivre ou du perchlorure de fer) décomposent à la longue les sulfures argentifères : les autres procédés sont des variantes de la méthode saxonne, dans laquelle on fait agir sur la matière argentifère portée à la chaleur rouge un mélange, analogue au précédent, de sel marin et de sulfate, d'où résulte du chlore gazeux : on comprend que l'on ait recours à la chloruration quand il s'agit de minerais d'argent très-complexes, où le métal précieux se trouve engagé dans des sulfures multiples; mais il n'est pas évident de prime abord qu'il y ait nécessité de chlorurer des minerais d'argent simples, tels que l'argent natif, sulfuré, et même le sulfarséniure et le sulf-

antimoniure, car il y a d'autres moyens de dé truire ces combinaisons : ainsi, par un simple grillage, on peut faire passer l'argent à l'état métallique, et il semble qu'alors il devrait s'amalgamer plus facilement avec le mercure que s'il se trouve à l'état de chlorure, et exige par conséquent une décomposition préalable. Nous verrons plus loin pourquoi ce dernier mode de traitement est préféré, malgré sa complication.

Il ne paraît pas être indispensable d'opérer une chloruration préalable.

Cependant les réactions chimiques par lesquelles on explique les diverses méthodes d'amalgamation ne doivent pas être considérées comme la base indispensable de tous les procédés d'extraction de l'argent par le mercure, et il ne faut pas regarder comme dénuées d'utilité des tentatives qui auraient pour objet de changer le principe général des traitements actuellement en usage, au moins dans quelques cas et pour certaines espèces de minerais. Nous ferons même observer qu'un métallurgiste du Mexique, M. Bowring, a cherché à expliquer la méthode d'amalgamation américaine (*le patio*) par des réactions chimiques dans lesquelles l'argent ne passerait pas à l'état de chlorure : en partant d'un point de vue particulier, il a proposé des modifications qu'il regarde comme étant d'une haute importance. Nous discuterons plus loin la manière de voir de M. Bowring, mais ici bornons-nous à rappeler que la plupart des savants et des praticiens admettent que dans l'amalgamation américaine, comme dans celle de Freyberg, il se produit une chloruration de l'argent.

Nécessité de faire des expériences comparatives pour apprécier les diverses influences qui

Quand on réfléchit sur les changements qu'il conviendrait de faire aux procédés actuels, on sent le besoin de s'appuyer sur une foule de données que l'on ne trouve point dans les traités de chimie

ou de métallurgie : ainsi l'on ignore le degré d'efficacité avec lequel agissent, dans certaines limites de temps, sur les composés argentifères naturels, les agents que l'on peut avoir à sa disposition : par exemple, comment le mercure agit-il, non pas seulement quand il est isolé, mais encore accompagné de divers sels, de métaux ou de composés métalliques? avec quelle énergie est-il susceptible de s'emparer de l'argent, soit à l'état natif, soit combiné avec du chlore, du soufre et avec d'autres sulfures métalliques? Quelle est l'influence des différentes gangues pour retarder l'amalgamation? On trouve à la vérité dans plusieurs publications des aperçus relatifs à ces phénomènes, mais on manque d'un ensemble d'expériences comparatives qui permettent d'apprécier avec exactitude l'importance relative des divers effets qui peuvent se produire simultanément. On ignore même si le mercure est susceptible de s'emparer de l'argent, lorsqu'il est engagé dans des combinaisons sulfurées multiples.

sont en jeu dans l'amalgamation.

On voit combien de points obscurs seraient à éclaircir pour une étude complète des divers procédés d'amalgamation. D'ailleurs il y a des faits qui sont généralement admis par les praticiens et qu'il importe de constater par des essais directs; par exemple, ceux relatifs à l'influence de la quantité d'eau dont sont imbibés les minerais pendant qu'on les soumet à l'amalgamation : ainsi on a cru observer que le mercure peut s'unir à l'argent avec plus ou moins de facilité, suivant le degré de consistance de la pâte que forme le mélange des matières imbibées d'eau.

Il est aisé de concevoir comment le désir d'éclaircir les questions qui se rattachent à l'amalga-

mation des minerais d'argent nous a entraînés dans de longues recherches. Les faits nombreux que nous allons exposer, quoique ayant été observés sur une petite échelle, pourront jeter quelque lumière sur cette branche de la métallurgie. Dans chaque établissement il y aura toujours à tenir compte des conditions locales, de la nature des minerais, de l'abondance ou de la rareté du combustible, du prix de la main-d'œuvre, de la facilité d'obtenir une force motrice et de se procurer les substances que l'on doit employer comme réactifs. Nous sommes loin de regarder avec dédain des considérations qui ont une importance évidente pour la prospérité d'une industrie; nous nous proposons seulement de fournir aux directeurs d'exploitations métallurgiques un ensemble de données générales susceptibles de les guider dans le choix du procédé qui convient le mieux dans un cas donné.

Marche suivie dans l'exposition de nos recherches.

Exposons la marche que nous allons suivre dans la description de cette partie de nos recherches. Nous allons faire connaître la manière dont se comporte chacun des principaux minerais d'argent, accompagné de ses gangues les plus habituelles, en présence des principaux agents qui sont en jeu dans les divers procédés d'amalgamation. Nous examinerons en outre ce qui a lieu quand on fait varier les conditions du traitement, que l'on fait intervenir certaines substances non employées habituellement, ou qu'on les fait agir dans des conditions différentes. Nous aurons donc à passer en revue les principales substances argentifères que nous offre le règne minéral, savoir : l'argent natif, l'argent chloré ou bromé, l'argent sulfuré, sulfarsénié ou sulfantimonié, et enfin les sulfures métalliques argentifères. Nous soumet-

trons à l'amalgamation chacune de ces matières, en étudiant l'influence des gangues, de la proportion d'eau et du mercure, des divers sels, chlorures et sulfates, et enfin des métaux, ordinairement à l'état libre, parfois sous forme de protoxyde : outre les expériences exécutées à la température ordinaire, nous ferons des essais à la température de l'eau bouillante.

Remarques sur la nature complexe des minerais traités en grand.

Dans les recherches que nous allons exposer nous avons tâché d'étudier une à une les diverses influences qui peuvent agir sur chaque composé argentifère considéré isolément; cependant nous n'ignorons pas que les procédés industriels s'appliquent en général, non pas à des substances simples, mais à des mélanges de diverses espèces minérales. Dans la plupart des établissements métallurgiques de l'Europe on soumet à un triage très-soigné les minerais argentifères, et l'on applique à chaque sorte le traitement qui lui convient le mieux, eu égard à sa nature et à sa richesse. En Amérique, cette division des minerais n'est pratiquée que dans un petit nombre de localités et d'une manière restreinte : généralement on amène aux ateliers d'amalgamation les minerais mélangés ensemble, sans que l'on connaisse ni leur teneur, ni la forme sous laquelle l'argent s'y trouve contenu. D'ailleurs, même en Europe et dans les usines habilement dirigées du Nouveau-Monde, quoique la préparation mécanique, le triage à la main et le lavage des matières broyées tendent à effectuer la division des minerais sous le rapport de leur nature, de leur richesse et de leur densité, néanmoins les masses que l'on amalgame sont encore des mélanges plus ou moins complexes d'argent natif ou chlorobromé avec des

sulfures d'argent simples ou multiples; tantôt il s'y trouve des quantités assez considérables de sulfures métalliques, tantôt il n'y a d'autres gangues que des minéraux pierreux.

Principe des procédés d'amalgamation généralement suivis en Europe.

A Freyberg, et dans la plupart des villes de l'Europe où les agents chimiques et le combustible sont à un prix modéré, on a résolu les difficultés inhérentes au mélange des substances argentifères par l'emploi d'un procédé dans lequel on fait intervenir avec l'aide de la chaleur un grand excès de chlorure alcalin, en vue de ramener tous les composés de l'argent à une forme unique, la plus facile à produire et à décomposer ensuite sous l'influence réductrice des métaux.

Procédés suivis en Amérique.

Sur les plateaux du Nouveau-Monde, où il y a peu de combustible et où les chlorures sont chers, la méthode européenne est généralement impraticable, et l'on est contraint d'employer des procédés beaucoup plus lents, et dont les résultats sont plus imparfaits. Lorsqu'une portion de l'argent est naturellement combinée avec un corps halogène, on l'extrait immédiatement par un procédé de réduction rapide et peu dispendieux (*le cazo*) ; mais l'autre portion de l'argent, qui s'y trouve à l'état de sulfure, ne peut en être séparée que par un autre procédé qui exige un très-long laps de temps et qui ne produit que des résultats imparfaits. Ce second mode de traitement, nommé *patio*, que l'on applique directement à la plus grande partie des minerais du Mexique, outre qu'il est très-lent, a l'inconvénient de consommer une proportion assez considérable de mercure, et il a le défaut encore plus grand de ne produire qu'un rendement très-médiocre et de laisser dans les résidus la presque totalité de l'argent qui est associé en petite

quantité à des sulfures métalliques, et même une portion considérable de celui qui s'y trouve sous forme de sulfure double (sulfarséniure ou sulfantimoniure).

Dans nos recherches nous devions avoir pour objet d'améliorer les procédés d'Amérique, plutôt que ceux de l'Europe.

D'après ces remarques, on comprend que dans nos recherches nous ne devions pas avoir pour but principal de perfectionner les méthodes d'amalgamation européennes, où le bas prix du combustible et du chlorure de sodium permet d'en consommer d'assez grandes quantités pour opérer l'extraction de l'argent; nous devions surtout chercher à obtenir des résultats applicables à l'amalgamation américaine. Évidemment, dans l'état actuel de la métallurgie, il faut chercher tous les moyens de rectifier un mode de traitement dans lequel on aime encore mieux sacrifier jusqu'à 30 et 40 p. 100 de l'argent contenu dans les minerais, plutôt que d'employer des procédés plus parfaits en théorie, mais qui entraîneraient des dépenses supérieures à la valeur des produits.

Observations sur le but à obtenir et sur les moyens d'y arriver.

Il semble difficile de remédier à cette situation, si l'on ne connaît pas d'une manière positive les réactions propres à chacune des espèces argentifères dont le mélange compose les minerais. Quand on pourra apprécier l'importance relative de tous les divers effets qui doivent se produire dans le mélange et la trituration des substances naturelles avec les agents que l'on peut faire intervenir, c'est seulement alors que l'on jugera si les phénomènes de la voie humide sont susceptibles de fournir un procédé qui, sans entraîner de trop grands frais d'appareils, de matières premières ou de main-d'œuvre, soit également applicable aux minerais de compositions diverses, de façon à produire un bon rendement

en argent, compatible avec une faible consommation de mercure. Nous n'osons pas nous flatter d'avoir trouvé la solution définitive d'un problème aussi compliqué, tant par les difficultés théoriques que par les exigences locales des régions où se trouvent les mines d'argent. Du moins nous serons heureux si les faits que nous allons exposer peuvent être la base d'une solution pratique à laquelle notre éloignement des ateliers d'amalgamation ne nous permet pas d'aspirer. Cependant, après avoir fait connaître les résultats des centaines d'expériences que nous avons exécutées dans les conditions les plus variées et sur des minerais de natures très-diverses, nous passerons en revue les principaux procédés d'amalgamation, et après avoir signalé les modifications que nous croyons devoir apporter à leur explication théorique, nous indiquerons les perfectionnements qui résultent des essais de laboratoire, et dont la réalisation semble praticable là où les conditions locales n'y mettent pas obstacle.

Recherches sur le dosage de l'argent uni au mercure.

Remarques sur le dosage de l'argent dissous dans le mercure.

Comme nous avons eu à faire un grand nombre de dosages d'argent uni au mercure, il nous a paru nécessaire de consacrer quelques lignes à la description du procédé que nous avons constamment employé. Ces détails pourraient paraître oiseux, si l'on ne songeait pas que dans ces dosages il se présente des difficultés peu saisissables de prime abord, mais que la réflexion ne tarde pas à mettre en évidence. Dans les conditions où nous avons opéré, les proportions de mercure ont tou-

jours été plus considérables que celles employées dans les grandes exploitations, et si nous avions voulu connaître l'argent amalgamé dans chaque expérience, soit en distillant tout l'amalgame, soit en l'attaquant totalement par les acides, il eût fallu un temps si considérable que de longues séries d'essais eussent été matériellement inexécutables, même en faisant abstraction des dépenses qu'une pareille méthode aurait entraînées.

Nous ne pouvions donc opérer que sur des fractions d'amalgame, et rapporter le résultat du dosage à la masse entière; mais c'est ici que nous avons rencontré une difficulté grave. Depuis Sage, on sait que si on dissout un métal dans une grande quantité de mercure, les différences de densité empêchent l'amalgame de se distribuer uniformémément dans la masse liquide. Cet observateur a démontré que l'amalgame d'argent, par exemple, se porte à la surface du bain, tandis qu'au contraire l'amalgame d'or tend à gagner le fond. Or on conçoit combien il doit être difficile d'effectuer sur une pareille masse une prise d'essai dont la composition représente celle du bain tout entier. — Distribution inégale des amalgames dans un bain de mercure.

Si l'on opère par décantation, on s'exposera, suivant l'étendue de la surface, la forme du vase, et surtout suivant la configuration de la partie du bord par où l'écoulement a lieu, à obtenir tantôt plus, tantôt moins d'argent, et jamais une fraction d'une richesse constante L'exemple suivant montrera combien le dosage de l'argent contenu dans une fraction d'amalgame séparée par décantation est loin d'exprimer la composition de la masse entière. — Procédé par décantation.

Nous avons mis dans un verre à expérience 20 grammes de mercure enrichi de 0g,100 d'ar-

gent, ce qui lui donnait une teneur de 50 dix-millièmes : nous avons décanté par le bec du verre toute la masse, mais à quatre reprises successives. Chaque fraction a été évaporée dans une capsule de porcelaine, et l'on a pesé les résidus après les avoir fait rougir. Voici les résultats :

FRACTIONS successives.	POIDS du mercure écoulé.	ARGENT OBTENU par l'évaporation du mercure, expimé en milligrammes.	RICHESSE du mercure exprimée en dix-millièmes.
1	gr. 5,00	71	142
2	5,40	17	34
3	5,00	7	14
4	4,60	5	10
Totaux. . . .	20,00	100	»

Tandis que la première fraction indique une richesse de la masse trois fois plus forte qu'elle ne l'est en réalité, la dernière en donne une cinq fois plus faible; la méthode de dosage par fractions décantées est donc évidemment inexacte.

Procédé consistant à effectuer une prise au moyen d'un tube de verre.

Nous avions eu l'idée d'effectuer la prise d'essai au moyen d'un tube en verre qui aurait plongé verticalement jusqu'au fond de la masse mercurielle contenue elle-même dans un autre tube d'un plus grand diamètre, et disposé de façon à avoir le même axe que le premier. Nous raisonnions de la manière suivante : quelle que soit la distribution de l'amalgame dans une masse de mercure, elle ne doit varier que dans le sens vertical, et si l'on considère une colonne de mercure argentifère

comme formée d'une série de couches infiniment minces, il semble permis de croire que tous les points d'une même couche sont à peu de chose près identiques : une portion quelconque de chaque couche devrait donc être composée comme la partie restante. Mais nous n'avions pas tenu compte des phénomènes de la capillarité, et ce procédé a été encore plus fautif que le précédent. Si nous insistons sur ce sujet, c'est pour faire éviter à d'autres expérimentateurs des essais inutiles, et si nous relatons ici les résultats bizarres auxquels nous sommes parvenus en suivant cette voie, c'est pour livrer aux physiciens une indication de recherches assez curieuses dans le domaine imparfaitement connu des phénomènes de la capillarité.

Expériences sur ce procédé.

Voici les détails du procédé : sur un support placé au milieu d'une grande capsule en porcelaine à fond plat, nous mettions une glace dépolie à surfaces parallèles : un anneau de verre à bords dépolis et bien dressés reposait sur cette glace. On versait le mercure argentifère dans cet anneau. Le tube de prise, à bords également dépolis et bien dressés, plongeait verticalement dans le mercure en conservant autant que possible la direction de l'axe de l'anneau, et il allait toucher la glace en emprisonnant ainsi un cylindre de mercure. On soulevait alors l'anneau, la portion de mercure non emprisonné tombait de la glace dans la capsule, et la portion contenue dans le tube était recueillie pour être pesée, puis évaporée. En faisant varier les diamètres de l'anneau et du tube de prise, nous avons obtenu des résultats très-différents, mais n'indiquant jamais la réalité des teneurs, ainsi qu'on peut s'en assurer à l'inspection du tableau suivant :

	POIDS du mercure.	ARGENT contenu dans le mercure, exprimé en milligr.	POIDS de la prise.	[illegible] de la prise, exprimé en milligr.	[illegible] calculé d'après celui de la prise.	[illegible] en plus.	[illegible] en moins.
	gr.		gr.		millig.	millig.	milligr.
Diamètre de l'anneau. . . mm. 7,5	20	100	5,3000	36,0	138,4	38,4	
Diamètre du tube de prise. 3,5	20	50	5,5500	15,5	55,8	5,8	
	20	20	5,6000	6,2	22,1	2,1	
Diamètre de l'anneau. . . 16,0	20	100	5,6500	44,5	157,5	57,5	
Diamètre du tube de prise. 7,5	20	50	5,7000	29,0	101,7	51,7	
	20	20	5,7000	14,0	49,1	29,1	
	90	480	6,3500	134,0	1899,0	1419,0	
Diamètre de l'anneau. . . 29,0	83,5	346	5,8000	68,0	907,0	561,0	
Diamètre du tube de prise. 7,5	77,7	283	5,3500	14,0	222,0	"	61,0
	80,0	200	5,4000	3,5	54,8	"	148,2

Les résultats consignés dans ce tableau montrent que le procédé consistant à faire une prise de l'amalgame à l'aide d'un tube est aussi défectueux que la manière d'opérer par décantation. Il nous restait à vérifier le procédé par agitation, et c'est à celui-là que nous nous sommes arrêtés définitivement : il nous a toujours fourni des résultats, sinon absolument exacts, du moins assez rapprochés de la réalité pour ne nous laisser aucun doute sur l'exactitude des conséquences auxquelles nous allions être amenés par les expériences que nous avions à exécuter. Les essais consignés dans le petit tableau ci-dessous fournissent en effet des garanties satisfaisantes : Procédé par agitation.

POIDS total du mercure.	ARGENT contenu dans le mercure, exprimé en milligr.	POIDS de la prise d'essai, effectué par agitation.	ARGENT de la prise, exprimé en milligr.	ARGENT de la masse totale, calculé d'après celui de la prise.	DIFFÉRENCES comparativement à l'argent contenu dans le bain, en plus.	en moins.
		gr.		milligr.	milligr.	milligr.
19,5	100,0	6,0000	31,5	102,0	2,0	1,0
19,5	50,0	5,8000	13,5	49,0	»	»
19,5	20,0	6,2000	6,5	19,9	»	0,1

D'après ces expériences, les inexactitudes ne deviendraient sensibles que dans le cas où les amalgames contiendraient 1/400 d'argent, et encore elles seraient trop peu élevées pour modifier les résultats : or, dans la plus grande partie des essais, nous avons tellement exagéré les proportions de mercure relativement à la richesse en argent, que

la richesse des amalgames a presque toujours été au-dessous de 1/400. L'erreur commise dans le dosage effectué par agitation n'a donc pu dépasser 2 p. 100. Ajoutons que les expériences exécutées sur de pareils amalgames ont été très-peu nombreuses comparativement à celles où le titre des amalgames a été beaucoup plus faible, et dans ce dernier cas, on voit par le tableau précédent que les erreurs sont inappréciables.

Manière d'opérer.

Voici en définitive le procédé de dosage qui a été adopté :

Le mercure argentifère est introduit dans un tube de verre ayant environ 2 centimètres de diamètre et fermé à une de ses extrémités. On le bouche avec le pouce en le tenant renversé, et on l'agite avec force au-dessus d'une grande capsule de porcelaine : au plus fort de l'agitation, on soulève un instant le pouce pour laisser écouler une portion du mercure; c'est ainsi que l'on obtient généralement en deux ou trois fois une prise d'essai dont le poids ne dépasse pas 7 grammes.

La moitié environ est évaporée dans une cornue et l'autre moitié dans une petite capsule en porcelaine. Le résidu est enfin chauffé au rouge pour dissiper les dernières traces de mercure. Si on a lieu de soupçonner que l'argent est allié à quelque autre métal, on le dissout dans l'acide nitrique et on le dose à l'état de chlorure.

Expériences relatives à l'argent métallique.

Si l'on réfléchit à la rapidité avec laquelle le mercure attaque l'argent, et si l'on considère que le métal précieux lorsqu'il est très-divisé y disparaît presque immédiatement, on ne peut s'empê-

cher d'être étonné que dans les exploitations métallurgiques on ne cherche point à traiter par l'amalgamation directe les minerais renfermant de l'argent natif, et qu'on cherche à le transformer en chlorure. La pratique semblerait donc avoir démontré qu'il est avantageux de chlorurer l'argent avant de le mettre en contact avec le mercure. C'est seulement dans le *beneficio de cazo* qu'on se préoccupe de transformer l'argent natif en chlorure, puisqu'on amalgame directement, à chaud et sous l'influence du cuivre, des minerais contenant l'argent en partie à l'état natif, en partie combiné avec un élément halogène. Mais, hors ce cas particulier, il est rare que l'on fasse agir le mercure sur un minerai dans le but de lui enlever directement l'argent natif qu'il peut contenir; cependant le mercure s'empare avec bien plus de rapidité de l'argent quand il est à l'état métallique que quand il est à l'état de chlorures : l'expérience suivante va nous en donner la preuve.

Expériences sur le temps nécessaire à l'amalgamation de l'argent métallique et de l'argent chloré artificiel.

Nous avons pris deux flacons d'égale capacité, et dans l'un d'eux nous avons introduit $0^{g},100$ d'argent en limaille fine, 10 grammes d'oxyde de fer, 20 grammes de mercure et une quantité d'eau suffisante pour faire une pâte demi-liquide; dans l'autre flacon nous avons introduit les mêmes substances, si ce n'est qu'à la place d'argent métallique nous avons mis $0^{g},132$ de chlorure d'argent préparé artificiellement par voie humide et desséché à $+ 100°$. Les deux flacons ont été introduits dans la boîte rotative, et, au bout de deux heures et demie, on a enlevé celui qui contenait l'argent métallique; l'autre a été enlevé au bout de dix heures. Le mercure du premier flacon contenait $0^{g},0892$ d'argent, celui du second en contenait

$0^g,0090$. Ainsi, en dix heures de rotation, le mercure n'a réduit que la onzième partie du chlorure d'argent, tandis que dans un temps quatre fois plus court, il a absorbé les 0,9 de l'argent métallique.

Expérience analogue exécutée avec de l'argent natif et de l'argent chloré naturel.

Nous avons fait une expérience pareille avec de l'argent natif et du chlorure d'argent naturel, engagés tous les deux dans leur gangue, et réduits à un tel état de division, que c'est à peine si l'on pouvait voir à l'œil nu, dans l'un des points métalliques, dans l'autre des paillettes : nous avons encore trouvé des différences dans le même sens; en effet, en deux heures et demie de rotation le mercure a enlevé $0^g,0233$ d'argent natif, c'est-à-dire un quart de la totalité, et en dix heures de rotation il n'a enlevé au chlorure d'argent naturel que des traces du métal précieux.

Pourquoi dans les usines semble-t on ne pas tenir compte de la facile absorption de l'argent natif par le mercure?

Il est donc évident que l'argent métallique est plus facilement attaqué par le mercure que l'argent chloré. Ce fait ne saurait être contesté, aussi nous n'avons voulu que le préciser; si l'on semble n'en pas tenir compte dans les usines, c'est que les minerais à traiter ne contiennent pas exclusivement l'argent à l'état natif ou à l'état de chlorure, mais en partie combiné avec du soufre ou de l'arsenic et de l'antimoine; il faut remarquer en outre que les résultats sont modifiés lorsque dans l'amalgamation on fait intervenir un autre métal avec le mercure.

Remarques sur l'heureuse influence du fer dans l'amalgamation.

A Freyberg et dans les usines où l'on suit le procédé saxon, on effectue l'amalgamation en présence du fer : d'après M. Winkler (1), le mercure

(1) *Europæische amalgamazion*, Amalgamation européenne des minerais d'argent et des produits métallurgiques argentifères; par Alexandre Winkler. Freyberg, 1848.

et le fer forment un couple qui, par son action électrochimique sollicite la réduction du chlorure à tel point que l'amalgamation est plus vite réalisée que s'il s'agissait d'argent métallique. La bonne influence du fer dans l'amalgamation est un fait tellement consacré par une longue expérience qu'on ne saurait le contester; il est aussi très-vraisemblable que cette bonne influence tient à une condition galvanique, et nous le prouverons plus loin; mais il est permis de se demander si toujours et sans aucune exception, l'amalgamation opérée sur le chlorure d'argent, en présence du fer, l'emportera sur l'amalgamation directe de l'argent métallique : c'est pourquoi nous avons fait des expériences comparatives dont les résultats ont été consignés dans le tableau suivant. On remarquera que nous avons répété les mêmes essais sur des matières chimiquement identiques, mais différentes entr'elles sous le point de vue physique. Nous nous sommes proposé, en opérant ainsi, de mettre en relief toute l'influence que peut exercer l'état de la matière et surtout son adhérence à la gangue. Les différences que nous allons observer pourront servir d'éléments d'appréciation dans la discussion des résultats que nous obtiendrons plus tard en étudiant l'influence de la gangue dans l'amalgamation.

Expériences comparatives sur l'absorption par le mercure de l'argent à l'état métallique et à l'état de chlorure.

Toutes les matières naturelles dont nous nous sommes servis pour les expériences ont été épurées par les moyens ordinaires et soumises ensuite à un essai pour bien connaître leur teneur en argent : chacune de ces substances a été mêlée à une quantité suffisante d'oxyde de fer pour que 10 grammes du mélange renfermassent, dans tous les cas, $0^{g},1000$ d'argent : la quantité de mercure intervenue

Conditions de ces expériences.

dans chaque essai a été de 20 grammes; celle du fer de 5 grammes, et l'eau était toujours suffisante pour former une pâte demi-fluide; enfin le liquide qui a servi aux expériences faites avec des sels était un mélange à volumes égaux d'une solution saturée de sulfate de soude et d'une dissolution également saturée de sel marin.

Résultats d'expériences faites pour constater l'influence du fer et des sels dans l'amalgamation du chlorure d'argent, comparée à l'amalgamation de l'argent métallique, et pour constater l'influence que peut exercer l'état de la matière à amalgamer.

NOM DE LA SUBSTANCE contenant (pour tous les essais) 100 milligrammes d'argent.	ARGENT amalgamé en 2 h. et demie de rotation à 25 tours par minutes et exprimé en dix-millièmes de milligramme.			ARGENT amalgamé en 5 h. de rotation à 25 tours par min. et exprimé en dix-millièmes de milligramme.	
	Sans fer et sans eau saline.	Avec fer et sans eau saline.	Avec fer et avec eau saline.	Sans fer et sans eau saline.	Avec fer et sans eau saline.
1. Argent natif d'Huelgoat.	233	»	»	241	»
2. Argent de coupelle en limaille.	892	»	»	»	»
3. Argent précipité par un métal.	937	»	»	»	»
4. Argent natif chloruré par grillage avec du sel marin.	»	461	928	»	1000
5. Chlorure d'argent naturel d'Huelgoat. . . .	traces.	439	930	»	1000
6. Chloro-bromure d'argent naturel d'Huelgoat.	traces.	484	933	»	1000
7. Chlorure d'argent obtenu par précipitation et desséché à + 100. . .	89	946	996	»	1000
8. Chlorure d'argent artificiel cristallisé en octaèdres.	23	923	992	»	998

Comparaison des résultats.

Si l'on compare les expériences faites avec de l'argent natif et celles faites avec du chlorure ou du chlorobromure, naturels on voit que la présence du fer produit un résultat à peu près double ou quadruple suivant la durée de la rotation ou la nature du liquide qui sert à faire la pâte. En effet, on obtient, par le contact du mercure et de l'argent natif, 233 si l'amalgamation dure deux heures et demie, et l'on obtient 241 si elle dure cinq heures, par le contact du mercure du fer et de l'argent chloré ou chlorobromé, on obtient 439 ou 484 si la rotation est de deux heures et demie; et l'on a 1000 ou la totalité si elle dure cinq heures; et si le liquide de la pâte est une dissolution saline on a 930 ou 933, bien que la durée de la rotation ne soit que de deux heures et demie.

Mais si, d'un autre côté, l'on compare les résultats obtenus avec de l'argent très-divisé et ceux fournis par du chlorure artificiel soumis à l'amalgamation sans dissolution saline, on ne trouvera aucune différence. Effectivement, l'amalgamation de l'argent précipité par un métal a donné 937 en deux heures et demie de temps et celle du chlorure artificiel en présence du fer a donné, dans le même laps de temps, 934 en moyenne. Il n'en est plus de même cependant, si l'on amalgame le chlorure ou le chlorobromure d'argent naturel en présence d'un liquide bon conducteur de l'électricité. Dans ce cas, l'action arrive jusqu'aux dernières limites : d'où il faut conclure que malgré la supériorité du procédé d'amalgamation du chlorure d'argent en présence du fer et de l'eau saline, des conditions physiques peuvent dans quelques cas ramener presque au même niveau ce même procédé et celui de l'amalgamation directe de l'argent métal-

lique : tel serait le cas, par exemple, où l'argent natif serait très-divisé et peu ou point adhérent à la gangue.

Influence de l'adhérence à la gangue.

Quant aux différences que l'on remarque entre les résultats fournis par les matières naturelles et ceux obtenus par les matières artificielles, nous croyons qu'on ne saurait autrement les expliquer qu'en les considérant comme des effets d'adhérence plus ou moins prononcée des produits argentifères à la gangue qui les accompagne.

Pourquoi la combinaison de l'argent natif avec le mercure semble-t-elle s'arrêter apres un certain temps.

L'argent natif donne des résultats sensiblement pareils soit que la rotation dure deux heures et demie, soit qu'elle dure cinq heures : ce fait semblerait sans doute anomal; mais on peut s'en rendre compte en admettant qu'il se produit à la surface du métal une couche très-mince d'amalgame qui arrête l'action ultérieure du mercure. Si l'on ajoute à du mercure une certaine quantité d'argent en poudre, l'amalgame qui en résulte présente la somme des poids des deux métaux; mais si l'on plonge une lame d'argent dans le mercure et que l'on continue le contact pendant deux heures par exemple, on trouve que le poids du mercure devenu argentifère a diminué à cause de la portion qui est restée adhérente à la lame d'argent. On peut concevoir qu'il se produit un effet analogue lorsque l'on met des quantités assez fortes de mercure en contact avec de l'argent natif adhérant à sa gangue. La portion de mercure qui s'arrêtera à la surface de l'argent retenu par la gangue sera insignifiante, vu la grandeur de sa masse; mais la quantité d'argent qu'elle soustraira à cette masse sera relativement considérable : on comprend alors qu'il y ait très-peu de différence

entre les résultats fournis par deux amalgamations dont les durées ont été très-différentes (1).

On objectera que dans les minerais d'argent natif le métal peut ne pas être assez divisé pour se laisser attaquer avec facilité. Mais dans tous nos essais les minerais étaient réduits à un grand état de ténuité, et nous ne croyons pas que cette circonstance ait sensiblement contribué à produire de si grandes différences entre les résultats. Il est à remarquer enfin que dans les essais faits en présence du fer, la résistance due à la gangue a été surmontée par une plus longue durée, ce qui n'a pas eu lieu pour l'argent natif, en l'absence du fer. Ce fait nous semble prouver l'influence électrochimique exercée par le contact des deux métaux (mercure et fer) sur l'argent chloré ou chlorobromé, influence que nous apprécierons bientôt d'une manière encore plus positive.

Facile chloruration de l'argent par voie sèche.

Après avoir considéré l'argent dans ses rapports avec le mercure, considérons-le dans ses rapports avec les agents chlorurants. Il y a deux choses à préciser : les phénomènes chimiques et la durée de l'action. Nous ne dirons rien à présent sur la chloruration de l'argent métallique par voie sèche : elle est si prompte, si facile et si nette qu'elle n'exige point de discussion. L'expérience n° 4 consignée au tableau précédent prouve combien il est

(1) C'est à cause de l'adhérence du mercure, ou plutôt de l'amalgame qui se forme à la surface des particules de ce métal, que dans les ateliers où l'on traite directement par le mercure le minerai d'or ou certains minerais mixtes d'argent et d'or, on ne se sert pas habituellement de tonnes rotatives, mais de meules qui par leur frottement détruisent cette adhérence et renouvellent les surfaces de contact.

facile de transformer l'argent en chlorure : un simple grillage avec du sel marin a converti en chlorure tout l'argent métallique contenu dans une quantité donnée de minerai. C'est ainsi qu'on est autorisé à interpréter les faits d'après la manière dont le minerai d'argent natif grillé avec sel marin s'est comporté à l'amalgamation; c'est tout à fait comme si l'on avait opéré avec un minerai de chlorure d'argent. Nous laissons de côté, actuellement, ce qui concerne les modifications que les gangues de différentes natures peuvent occasionner dans les résultats fournis par la chloruration sèche de l'argent. Nous nous limitrons donc ici à la chloruration par voie humide, et bien qu'on en ait déjà parlé sommairement dans la seconde partie, nous y revenons pour entrer dans de plus amples détails.

Chloruration de l'argent métallique par de l'eau chlorée.

Nous avons placé dans un flacon imperméable à la lumière et renfermant de l'eau récemment saturée de chlore, une certaine quantité de limaille fine d'argent : nous avons agité de temps en temps. Après un mois l'argent était devenu noir : par l'action successive et deux fois répétée de l'ammoniaque caustique et de l'acide nitrique, on a tout dissous sous forme de chlorure et de nitrate. Ainsi il s'est formé une quantité considérable de sous-chlorure, qui par l'action de l'ammoniaque s'est décomposé en chlorure ordinaire et en argent métallique (noir à cause de sa grande division), que l'acide azotique a converti en nitrate.

Chloruration de l'argent métallique par le bichlorure de cuivre, en présence de l'air.

L'action du bichlorure de cuivre a éte observée avec et sans intervention de l'air. De l'argent réduit en limaille a été mis dans une certaine quantité de dissolution concentrée de bichlorure de cuivre contenue dans un flacon mal

bouché. Après huit jours, l'argent a été très-fortement attaqué, la liqueur était devenue trouble et il s'était formé un dépôt légèrement bleuâtre d'oxychlorure de cuivre : au moyen d'acide sulfurique très-étendu, on a enlevé ce dernier produit et l'on a ainsi mis à nu du sous-chlorure d'argent que l'ammoniaque a fait disparaître, en laissant un résidu grisâtre : ce résidu a été blanchi d'abord par l'acide azotique et puis dissous, ce qui prouve qu'il était formé d'argent non encore attaqué et d'argent très-divisé provenant du sous-chlorure. Pendant la durée de l'expérience la température a oscillé entre + 12 et + 15 centigrades. Ainsi le bichlorure de cuivre sous l'influence de l'air cède à l'argent la moitié de son chlore et emprunte à l'air l'oxygène nécessaire pour devenir oxychlorure.

Chloruration de l'argent par le bichlorure de cuivre à l'abri de l'air.

Lorsque l'action s'exerce à l'abri de l'air on obtient encore une chloruration de l'argent, mais il ne se forme ni oxychlorure ni sous-chlorure. Voici les détails d'une expérience : quelques décigrammes de limaille d'argent ont été introduits dans un flacon que l'on a rempli avec une dissolution de bichlorure de cuivre. Après l'avoir fait séjourner quelque temps dans le vide pour enlever le peu d'air adhérent aux parois intérieures, ou même dissous dans le liquide, on l'a bouché hermétiquement et on l'a renversé sur de l'huile. Après dix-neuf jours il n'y avait aucun changement apparent, si ce n'est que le métal était devenu terne; mais le liquide avait conservé sa couleur et sa transparence. On a décanté : le résidu a été mis en contact avec de l'ammoniaque; tout le chlorure d'argent s'est dissous et le reste du métal non encore attaqué a repris son éclat naturel; la dis-

solution naguère limpide s'est troublée peu à peu par l'action de l'air et a laissé déposer beaucoup d'oxychlorure de cuivre. Pendant la durée de l'expérience la température a oscillé entre + 16 et + 19 centigrades. L'argent est donc attaqué, comme dans le cas précédent, mais au lieu de sous-chlorure d'argent il se forme tout simplement du chlorure, et le protochlorure de cuivre reste dissous.

Pourquoi ces différents degrés de chloruration de la part de l'argent, selon que l'air agit ou n'agit pas? Bien que le fait soit bizarre, nous ne l'avons pas trouvé assez important pour y consacrer des recherches spéciales. La dissolution du protochlorure de cuivre dans le bichlorure nous a au contraire arrêtés parce que nous pensons que tout dissolvant mérite d'être connu.

Solubilité du protochlorure de cuivre dans le bichlorure du même métal.

On sait que le protochlorure de cuivre est soluble dans l'acide chlorhydrique et dans le sel marin : il n'est donc pas extraordinaire qu'il soit soluble dans le bichlorure de cuivre. Il s'agit de prouver cette assertion : une dissolution de bichlorure de cuivre préparé par l'action directe du chlore sur le métal et débarrassé autant que possible d'acide chlorhydrique par l'évaporation, laisse déposer à la longue, sous l'influence de l'air, une certaine quantité d'oxychlorure : une fois que ce précipité a été séparé de la dissolution, celle-ci se conserve indéfiniment. On conçoit sans peine qu'en faisant agir du chlore sur du cuivre en présence de l'eau il puisse se former du protochlorure; mais il est évident que ce produit reste dissous dans le bichlorure, puisqu'il s'en sépare plus tard sous forme d'oxychlorure. Si dans une dissolution de bichlorure de cuivre sans excès d'acide, on fait digérer pendant quelque temps du protochlo-

ture du même métal, on remarquera encore une précipitation d'oxychlorure, lorsque ensuite on expose à l'air le liquide filtré, comment pourrait-on expliquer la formation de cette dernière substance sans admettre dans la dissolution la présence du protochlorure de cuivre? D'ailleurs on peut dissoudre directement cette subtance formée par voie de fusion dans du bichlorure.

Passons maintenant à l'examen du temps nécessaire à la chloruration de l'argent; cette donnée est importante pour discuter les divers modes de traitement des matières argentifères.

Expériences sur le temps nécessaire à la chloruration de l'argent par le bichlorure de cuivre.

Nous avons fait des essais avec de l'argent natif associé à sa gangue et avec de l'argent métallique en limaille, tantôt seul, tantôt mêlé à de l'oxyde de fer. La dissolution de bi chlorure de cuivre a été employée à différents degrés de concentration; et pour que les résultats fussent comparables on a varié seulement certaines circonstances, toutes les autres restant les mêmes.

Voici le tableau qui résume ces essais :

NOM DE LA SUBSTANCE renfermant toujours 0g,100 d'argent métallique, ce qui correspond à 0g,132 de chlorure.	CHLORURE d'argent obtenu par l'action de 30 c. c. de dissolution contenant 0g,300 de bichlorure de cuivre, exprimé en milligr.	CHLORURE d'argent obtenu par l'action de 5 c. c. de dissolution contenant 0g,300 de bichlorure de cuivre, exprimé en milligr.	DURÉE de l'action.
			jours.
1. Argent métallique en limaille sans mélange de gangue.	130	»	30
2. Argent mélangé de 10 gr. d'oxyde de fer.	108	96	*Id.*
3. Argent natif naturellement associé à 2g,624 de gangue.	52	»	*Id.*
4. *Idem.*	73	»	60

Résultats de ces expériences.

On voit par ces expériences que l'argent métallique seul au bout de trente jours a été, à peu de chose près, complétement attaqué, et que l'action a été plus lente en présence de la gangue. On voit aussi qu'une dissolution de bichlorure de cuivre six fois plus concentrée, mais aussi occupant un volume six fois moindre, a produit une chloruration un peu plus lente; cependant la différence a été très-peu considérable. Quant à l'argent natif, il a donné un résultat deux fois plus faible que l'argent simplement mêlé à une quantité de gangue quatre fois plus grande; et lorsque la durée du contact a été double, le résultat fourni par l'argent natif a été plus faible d'un quart.

L'argent natif dont nous nous sommes servis était très-divisé et le poids de sa gangue était quatre fois moindre que celui de la gangue mélangée à l'argent métallique : on devait donc s'attendre à des résultats assez rapprochés. Mais il n'en a rien été; ce qui semble prouver que dans les minerais l'argent métallique n'est pas librement mêlé à la gangue, mais qu'il y adhère plus ou moins et forme comme un tout solidaire. On voit enfin que la chloruration n'est pas proportionnelle à la durée de l'action, car les expériences n°s 3 et 4 prouvent que si pendant un mois d'action on a chloruré les 0,39 de l'argent, pendant un deuxième mois de contact on en a chloruré seulement 0,16.

Remarques sur la chloruration de l'argent dans le traitement américain du *patio*.

La chloruration de l'argent par voie humide étant donc si lente, on peut présumer que dans l'amalgamation du *patio*, l'argent natif et sulfuré des minerais s'unit en partie au mercure, sans passer préalablement à l'état de chlorure. Toutefois nous ferons observer que les circonstances dans lesquelles nous avons exécuté nos essais sont loin

d'être identiques à celles du *patio*. Nous avons opéré sur de très-petites quantités de matière, à une température qui n'a jamais dépassé + 16 centigrades, et le mouvement des mélanges a été intermittent. Mais en Amérique on opère sur des masses considérables; la température des mélanges paraît être généralement supérieure à + 16, et le mouvement produit par le piétinement des chevaux y est fréquemment répété. Les circonstances que l'on réalise en grand paraissent donc être plus favorables à la chloruration de l'argent, et de plus l'opération du *patio* américain dure deux à trois mois : cependant si l'on fait attention que les minerais renferment l'argent en partie à l'état natif, en partie à l'état de sulfure, et que les sulfures d'argent simples et multiples se changent en muriates (comme nous le verrons plus loin) avec beaucoup plus de lenteur encore que l'argent natif, il est vraisemblable que la chloruration de l'argent est rarement complète; et si l'appauvrissement des minerais au moyen des méthodes d'almagamation, ayant pour base la voie humide, n'est jamais aussi parfait qu'on pourrait le désirer, cela tient sans doute à ce qu'une portion des sulfures argentifères a résisté à l'action des corps tendant soit à les chlorurer, soit à les réduire : c'est ce que nous ferons voir plus loin d'une manière encore plus précise.

Expériences relatives à l'argent combiné avec un corps halogène.

Puisque dans les procédés d'extraction de l'argent la réduction du chlorure est l'un des points

Remarques sur les conditions dans lesquelles a lieu en grand la réduction du chlorure d'argent.

principaux, il nous importe de fixer notre attention sur les circonstances qui peuvent la rendre plus facile. On sait que cette réduction est déterminée par un métal aussi bien en Amérique qu'en Europe : ici c'est le fer ; là c'est le mercure dans le *patio*, où l'on opère à froid, ou bien c'est le cuivre dans le *cazo*, où l'on opère à chaud ; dans tous les cas le mercure sert pour amalgamer l'argent déja réduit, lors même qu'il ne joue pas le rôle de métal réducteur.

Ce phénomène de réduction, qui est si simple par lui-même, doit, comme tous les phénomènes de la chimie, être sujet aux influences exercées par les conditions variables et multiples dans lesquelles il se réalise. Evidemment, l'état de sécheresse ou le degré de fluidité des mélanges, la nature de la gangue, la présence ou l'absence des matières salines et les proportions du mercure, doivent exercer sur la marche générale une action que le résultat ultime rendra évidente.

Considérations sur la nature de nos expériences.

Les conditions qui nous entourent ne nous permettant pas d'étudier ces questions sur une grande échelle et de façon à rendre directement applicables à l'industrie les résultats auxquels nous pourrions parvenir, nous nous sommes limités à des recherches méthodiques de laboratoire sur du chlorure d'argent artificiel. D'abord il eût été difficile de se procurer une quantité un peu considérable de chlorure naturel pur, et d'ailleurs l'emploi d'un produit artificiel nous a paru préférable dans cette sorte de recherches, vu que les résultats seront plus rigoureusement comparables entre eux, les conséquences qu'on en déduira seront plus absolues et auront par cela même un caractère scientifique dont elles seraient dépourvues si on expé-

rimentait sur des produits naturels, variables et par leur composition et par leur structure.

Conditions des expériences.

Les expériences que nous allons relater ont pour objet de déterminer quel est l'état d'imbibition le plus favorable à l'amalgamation, en même temps elles serviront à donner une idée de l'influence que peut exercer un grand excès de mercure; enfin elles établiront une comparaison entre l'argile et l'oxyde de fer considérés comme gangues. Les circonstances ont été toujours les mêmes autant que possible, car tous les essais ont été faits dans le même temps; les matières en présence avaient donc la même température, la même nature de mouvement et la même durée de contact; les récipients étaient proportionellement semblables ainsi que la nature des substances qu'ils renfermaient. Nous avons constammant employé du chlorure d'argent préparé par voie humide et desséché à + 100; l'oxyde de fer et l'argile finement pulvérisés ont été les mêmes pour tous les essais. Le mercure a été toujours employé en grand excès proportionnellement à la quantité d'argent. En effet, pour 10 grammes de gangue et $0^g,100$ de chlorure d'argent, on a employé comme minimum $6^g,5$ de mercure et comme maximum quatre fois autant, ce qui fait dans un cas quatre-vingt-six fois plus de mercure que d'argent, et dans l'autre cas trois cent quarante-quatre.

Différences entre les conditions de nos expériences et celles des procédés industriels.

Nous avons exagéré la proportion minimum de mercure pour compenser les défauts inhérents au genre de mouvement dont nous pouvions disposer; car la rotation, qui a duré trente heures, à raison de vingt-cinq tours par minute, n'a pas eu lieu d'une manière continue : elle a été exécutée à bras, pendant quelques heures chaque jour (trois

à quatre heures environ). Les récipients contenant les mélanges consistaient en des flacons en verre de forme cylindrique, disposés dans des plans perpendiculaires à l'axe de rotation de la boîte que nous avons décrite dans la seconde partie de ce mémoire. Il n'en est pas ainsi de l'amalgamation américaine, où les mélanges sont pétris par les pieds des mules. On sait d'ailleurs que dans l'amalgamation saxonne la rotation est continue, et que les tonnes tournantes renferment, outre le mélange et une forte quantité de mercure (1), des morceaux de fer qui doivent, par leur mouvement, diviser la masse et multiplier les surfaces. Enfin nous ne pouvions pas compter sur l'élévation de température qui, dans les expériences où l'on opère sur de grandes masses, intervient pour accélérer l'accomplissement des réactions.

Expériences comparatives avec des gangues d'oxyde de fer et d'argile.

Le tableau suivant réunit toutes les expériences comparatives où l'oxyde de fer et l'argile ont servi de gangue : le poids de ces matières a été, dans tous les cas, de 10 grammes, et celui du chlorure d'argent de $0^{g},100$; ce qui fait que la richesse du mélange s'est toujours élevée à 0,0075 : elle est considérable quand on la compare à la richesse moyenne des minerais que l'on traite dans les grandes exploitations; mais nous l'avons exagérée pour les mêmes raisons qui nous ont fait augmenter les proportions du mercure.

(1) La proportion minimum de mercure que nous avons employée dans nos expériences, diffère peu de celle usitée à Freyberg.

Résultats obtenus par l'amalgamation du chlorure d'argent accompagné de gangue d'argile et de fer hydroxydé, sous l'influence de différentes proportions de mercure et d'eau.

QUANTITÉ ET RICHESSE de la matière.	MERCURE employé.	Argent exprimé en millièmes de la quantité que renfermaient les mélanges,					
		obtenu à sec.	obtenu avec une pâte à peine liquide.	obtenu avec une pâte un peu plus liquide.	obtenu avec une pâte liquide contenant 25 c. c. d'eau.	obtenu avec une pâte liquide contenant 50 c. c. d'eau.	obtenu avec une pâte liquide contenant 100 c. c. d'eau.
10 gr. d'oxyde de fer mêlé à 0g,100 chlorure d'argent correspondant à 0g,0753 d'argent métallique.	gr. 6,50	9	61	75	»	56	»
Id.	13,00	74	129	96	»	49	»
Id.	19,50	51	208	114	»	108	»
Id.	26,00	58	218	150	»	93	»
10 gr. argile mêlée à 0g,100 chlorure d'argent correspondant à 0g,0753 d'argent métallique.	6,50	16	58	24	20	14	21
Id.	13,00	26	86	74	28	14	17
Id.	19,50	25	134	128	41	60	44
Id.	26,00	40	141	129	45	56	68

Proportion d'eau la plus convenable.

D'après ces expériences, quelles que soient la nature de la gangue et la quantité du mercure que l'on fait intervenir, une pâte à peine liquide semble présenter la condition la plus favorable pour obtenir le meilleur rendement. La quantité d'eau employée pour obtenir cet état de fluidité pesait 4 grammes pour l'oxyde de fer et 6 grammes pour l'argile; mais on conçoit que ces proportions n'ont pu être trouvées convenables que pour les gangues sur lesquelles nous avons opéré : les gangues des minerais que l'on traite en grand sont ordinairement mixtes, offrent des propriétés qui ne sont entièrement assimilables ni à celles de l'argile, ni à celles de l'oxyde de fer dont nous avons fait usage, et, par suite, elles doivent exiger des proportions d'eau plus ou moins différentes.

Rapports entre les résultats obtenus avec diverses proportions d'eau.

La comparaison des moyennes montre combien cet état particulier de fluidité est préférable à tous les autres pour obtenir un bon rendement; et si pour plus de clarté on prend pour unités les moyennes fournies par les pâtes à peine liquides, on construira une série de rapports très-faciles à saisir.

	Pour l'oxyde de fer.	Pour l'argile.
Pâte à peine liquide.	1000	1000
Pâte plus liquide.	708	844
Pâte avec 25 c. c. d'eau. . .	»	322
Pâte avec 50 c. c. d'eau. . .	488	348
Pâte avec 100 c. c. d'eau. .	»	357
Mélange sec.	319	224

En comparant ces rapports, on trouve en outre que, pour la gangue d'oxyde de fer, plus il y a d'eau dans la pâte moins il y a de rendement; et pour l'argile on trouve qu'au delà de certaines

limites de liquidité les rendements tendent à se confondre, malgré de grandes différences dans les proportions d'eau. Enfin on trouve que dans tous les cas l'absence complète de l'eau est une circonstance très-défavorable pour l'amalgamation.

Concordance avec les données de la pratique.

Ces expériences s'accordent avec la pratique, car dans les grands établissements on opère en général sur des masses demi-fluides. On a reconnu depuis longtemps qu'un excès d'eau dans les pâtes est toujours nuisible (1) au rendement en argent.

Influence du mercure employé en différentes proportions.

Si maintenant on considère l'influence exercée par le mercure employé en différentes proportions, on reconnaît que les rendements, quel que soit l'état de liquidité des pâtes, augmentent avec les quantités de mercure, sans leur être toutefois proportionnelles. On n'a qu'à mettre en regard les moyennes des différents rendements obtenus avec des proportions toujours croissantes de mercure. On a en effet :

	gr.	Pour la gangue d'oxyde de fer.	Pour la gangue d'argile.
Mercure	6,5 = 1	5,0	2,5
Mercure	13,0 = 2	8,7	4,0
Mercure	19,5 = 3	12,1	7,2
Mercure	26,0 = 4	13,1	7,9

Il résulte de cette comparaison qu'un grand

(1) Dans l'amalgamation des minerais argilo-ferrugineux, on ajoute habituellement 60 parties d'eau pour 100 de minerai : c'est la même proportion que nous avons reconnue la plus convenable pour des minerais argileux; mais lorsque la gangue n'est pas formée seulement d'une matière argileuse, la pâte que l'on obtient alors est un peu trop liquide : mais en revanche on a observé que l'on diminue ainsi la perte du mercure, car ce métal se divise avec d'autant plus de facilité que la masse est moins fluide.

L'amalgamation est favorisée par la présence d'un grand excès de mercure.

excès de mercure ne peut qu'être favorable à l'amalgamation de l'argent associé au chlore. Ce fait est bien connu à Freyberg, où l'on introduit dans les tonnes une proportion de mercure égale à la moitié du poids du minerai, et ce métal se trouve par conséquent dans une proportion énorme par rapport à l'argent qu'il doit amalgamer. Il n'en est pas de même au Mexique, où le mercure que l'on ajoute à la tourte (masse en amalgamation) est évalué approximativement à six fois le poids de l'argent que l'on espère extraire (1).

Inconvénients d'un grand excès de mercure dans l'amalgamation américaine.

Cependant nous croyons que dans le procédé du *patio* le mercure ne peut pas être employé en excès sans beaucoup d'inconvénients. D'abord les chefs des ateliers d'amalgamation (*azogueros*) auraient plus de difficulté à suivre la marche du travail; et comme la chloruration et l'amalgamation de l'argent marchent simultanément, il arriverait que le mercure, en vertu de l'excès de sa masse, décomposerait rapidement le magistral; la transformation des composés argentifères n'aurait plus lieu, et il y aurait d'énormes pertes de mercure: c'est pour éviter cet inconvénient que dans le traitement américain on n'ajoute pas immédiatement toute la quantité de mercure. Il est clair que l'on doit chercher non-seulement à obtenir l'appauvrissement le plus parfait des résidus dans le moins de temps possible, mais aussi que l'on doit tâcher de réduire aux plus faibles proportions la perte qui est inévitable sur le mercure.

Influences comparatives des gangues argileuses et ferrugineuses.

Quant au rôle que les gangues ont joué dans tous ces essais, celui de l'oxyde de fer est sans au-

(1) *Voir* Saint-Clair Duport. De la production des métaux précieux au Mexique, p. 107.

cun doute moins retardateur que celui de l'argile; il suffit pour s'en convaincre de comparer entre elles les moyennes des deux séries consignées au tableau précédent. On en déduit que le rapport des rendements moyens du mélange argileux à ceux obtenus avec la gangue d'oxyde de fer est :: 1 : 1,7.

Ce résultat tendrait à prouver que pour l'amalgamation directe du chlorure d'argent artificiel, sans intervention d'aucun autre agent, les gangues grasses ou plastiques sont les moins favorables. Cette conclusion serait déduite de trente expériences sur trente-deux, ainsi qu'on peut le voir en comparant entre eux les chiffres consignés au tableau général; mais avant d'insister sur cette conclusion nous avons voulu essayer d'autres substances, qui dans quelques cas peuvent jouer le rôle de gangue : telles sont le sable (ou quartz pulvérisé), le sulfate de baryte, etc., etc., en nous limitant toutefois aux conditions les plus favorables signalées par les expériences précédentes. Ainsi chaque gangue pesant 10 grammes a été amenée à l'état de pâte à demi liquide; le chlorure d'argent qui l'accompagnait pesait 0g,130 et le mercure 13 grammes : la rotation a duré vingt heures et le contact six jours.

Expériences relatives à diverses gangues.

Voici les résultats :

Nom de la gangue contenant 0g,130 de chlorure d'argent = 1000 d'argent métallique.	Argent retiré par voie d'amalgamation et exprimé en dix-millièmes.
Argile.	14
Craie.	37
Hydroxyde de fer un peu argileux.	77
Sable.	94
Marbre saccharoïde.	100
Brique cuite.	107
Baryte sulfatée.	153

Les gangues les plus plastiques donnent les plus faibles rendements.

Il est remarquable que de toutes ces gangues la plus plastique soit précisément celle dont le rendement est le plus faible, et que les rendements les plus forts correspondent à des gangues très-denses et incapables de communiquer à la pâte la propriété visqueuse. Ainsi, notre oxyde de fer hydraté, quoique très-dense, donne néanmoins une pâte un peu grasse à cause de l'argile qu'il renferme. La craie, quoique chimiquement identique avec le marbre, s'en éloigne cependant pour se placer à la suite de l'argile, parce qu'elle peut, en vertu de son extrême division, communiquer à la pâte un caractère visqueux que le marbre saccharoïde ne saurait lui donner.

Cette série d'essais semble donc prouver que, lorsqu'il s'agit de minerais de chlorure d'argent, les gangues maigres favorisent l'amalgamation beaucoup mieux que les gangues grasses.

Possibilité d'une action chimique de la craie sur le chlorure d'argent.

Il ne faut pas cependant perdre de vue l'action chimique que les gangues peuvent exercer sur le chlorure d'argent. Ainsi la craie, par exemple, pourrait bien suivre l'argile, moins peut-être à cause de son extrême division que d'une action particulière qu'elle exercerait sur le chlorure d'argent. Suivant des observations faites au Pérou par MM. Davelouis, Charon, Erdmann et Villemil, le carbonate de chaux peut faire passer par voie humide le chlorure d'argent à l'état de carbonate. Nous pensons que dans la plus grande partie des cas cette action-là ne se produit point d'une manière notable ; car si l'on fait bouillir de la craie très-divisée avec du chlorure d'argent, il ne se forme que des traces à peine sensibles de chlorure de calcium ; et d'ailleurs il faut faire attention que du chlorure de calcium et du

carbonate d'argent, mis en contact pendant quelques instants avec de l'eau, se décomposent promptement. Toutefois il serait possible que dans des conditions particulières de température et d'humidité les limites d'action du carbonate de chaux sur le chlorure d'argent fussent plus reculées que nous ne le pensons.

Influence du carbonate calcaire à petites lames.

Le marbre saccharoïde, ou carbonate calcaire à petites lames, semble, d'après les essais précédents, ne pas entraver l'amalgamation par son influence chimique, attendu qu'il se range parmi les gangues maigres, ce qui s'accorde avec sa texture; cependant nous verrons plus tard que lorsqu'il sert de gangue au sulfure d'argent il donne des résultats supérieurs à ceux du sulfate de baryte.

L'influence des gangues doit varier suivant les divers modes d'amalgamation.

Au surplus, dans nos expériences, nous avons seulement considéré le cas de l'amalgamation directe à froid sans grillage préalable; mais dans le traitement du *cazo* en Amérique l'amalgamation est faite à chaud; dans le traitement saxon elle est précédée par le grillage des minerais. On comprend dès lors qu'il puisse y avoir de la différence entre les indications fournies par les précédents essais et les résultats obtenus dans les diverses exploitations. Aussi nous avons cru devoir examiner l'influence des gangues argilo-siliceuses et calcaires dans l'amalgamation précédée d'un grillage.

Expériences relatives à l'influence que doivent exercer les gangues dans le procédé saxon.

Nous avons commencé par opérer sur de la blende argentifère, à laquelle nous avons ajouté tantôt de la grauwake et du schiste argileux, tantôt ces mêmes substances accompagnées de marbre saccharoïde. Dans tous les essais la quantité absolue d'argent contenue dans le mélange a été la même, 0^{g},100 : la matière a eté grillée convenablement

avec du sel marin, et puis soumise à l'amalgamation. Nous avons fait une série analogue d'essais, en prenant pour gangue le sulfate de baryte auquel nous avons ajouté du sulfure d'argent destiné plus tard à se changer en chlorure par suite du grillage avec sel.

Voici les détails des expériences et leurs résultats :

Numéros des essais.	MATIÈRES composant les essais.		CONDITIONS des expériences.	Argent obtenu exprimé en milligr.
		gr.		
1	Blende argentifère (contenant 0g,055 d'argent. Blende non argentifère Sel marin	30 9 7	30 heures de rotation avec 19 gr. de mercure après grillage.	55
2	Blende argentifère ci-dessus Blende non argentifère Schiste argileux Grauwacke schisteuse Sel marin	30 3 3 3 7	*Idem.*	55
3	Blende argentifère ci-dessus Marbre saccharoïde Schiste argileux Grauwacke schisteuse Sel marin	30 3 3 3 7	*Idem.*	50
4	Baryte sulfatée Sulfure d'argent Sel marin	30 0,110 1	*Idem.*	100
5	Baryte sulfatée Grauwacke schisteuse Schiste argileux Sel marin Sulfure d'argent	24 3 3 1 0,110	*Idem.*	90
6	Baryte sulfatée Marbre Grauwacke schisteuse Sel marin Sulfure d'argent	21 3 3 1 0,110	*Idem.*	80

Influence de diverses gangues.

On voit par cette série d'expériences que le carbonate de chaux entrave l'amalgamation, car dans les deux cas les essais faits avec cette substance ont été plus faibles d'un dixième environ que les autres essais. La cause de cette différence paraît tenir à ce qu'il empêche la chloruration de l'argent d'être complète. Le schiste et la grauwacke semblent exercer une influence défavorable comme le marbre, du moins dans le cas spécial où la baryte sulfatée est la principale gangue. Il n'en a pas été de même dans l'expérience où de la blende a servi de gangue, ce qui porterait à croire que le déchet qui a eu lieu dans l'expérience n° 5 peut provenir plutôt d'un excès de température dans le grillage que de la présence d'une matière argilo-siliceuse. Ainsi le marbre semble occasionner un déchet nécessaire, et la gangue argilo-siliceuse un déchet éventuel.

Analogie avec les résultats obtenus par M. Winkler.

Ces résultats s'accordent d'une manière générale avec ceux obtenus par M. Winkler. Ce savant a également trouvé que l'argile est de toutes les gangues celle qui se prête le moins bien à l'amalgamation, que le quartz lui est favorable, et que le calcaire peut souvent l'entraver. Ainsi il nous semble que la question des gangues est complexe par sa nature; car ces matières agissent mécaniquement aussi bien que chimiquement, et cette dernière action peut être de son côté tantôt directe, tantôt indirecte.

Remarques sur l'influence complexe de l'argile et sur celle du carbonate de chaux.

L'argile va nous donner un exemple de cette complexité d'action. Par voie humide et sans grillage l'argile est défavorable par une action toute mécanique, parce qu'elle empâte les particules argentifères; lui fait-on perdre sa plasticité par une calcination préalable, elle devient une gangue

de bonne qualité. Ainsi, dans l'amalgamation saxonne, si les gangues argileuses sont défavorables ce n'est pas par une cause mécanique, cela doit être plutôt par une cause chimique, mais par une cause indirecte qui ne se révélera que dans le cas où la température du grillage est élevée. Le carbonate de chaux paraît être toujours une mauvaise gangue, parce que son action sur le chlorure d'argent est directe : par voie humide, il paraît être susceptible d'engendrer du carbonate d'argent qui n'est pas amalgamable; par voie ignée, il décompose également le chlorure d'argent et détermine la formation d'argent métallique, lequel, sous l'influence de l'air, de la chaleur et des matières argilo-siliceuses, peut se transformer en silicate.

En quoi la chaux peut être utile.

M. Winkler fait observer avec raison que le carbonate de chaux, bien qu'étant désavantageux pour le rendement en argent, peut avoir certaine utilité suivant les circonstances. Si la chaux, dit-il, tend à ramener l'argent à l'état d'oxyde, elle empêche aussi la formation des chlorures métalliques ou elle les décompose, en sorte que si l'amalgame est moins riche, en revanche il est plus pur : de là il pourrait résulter que la perte en argent fût compensée par l'économie de mercure.

D'après ces expériences et les réflexions qu'elles nous ont suggérées, on voit combien est important le rôle que jouent dans l'amalgamation les matières qui accompagnent l'argent, et combien il serait utile que l'on fît des recherches approfondies et sur une grande échelle pour régulariser l'emploi des gangues. Plus loin nous reviendrons sur ce sujet.

Influence des sels dans l'almagawation du chlorure d'argent.

La lenteur avec laquelle le mercure attaque le chlorure d'argent, jointe à la difficulté de chlorurer le sulfure où entre ce métal, explique la longue durée de l'amalgamation américaine. Nos essais démontrent que même en choisissant les circonstances les plus favorables sous le rapport de la fluidité de la pâte et de la forte proportion du mercure, au bout de trente heures de rotation et douze jours de contact, on ne parvient pas à soustraire au mélange chloro-argentique plus de la cinquième partie du métal précieux. D'après cette première donnée, on peut concevoir qu'au Mexique une opération dure deux à trois mois : cependant combien n'y a-t-il pas dans le *beneficio de patio* d'influences qui sont exclues des expériences de laboratoire que nous venons d'exposer! Celle qui se présente la première est incontestablement exercée par la présence des sels. Nous avons fait à cet égard des expériences spéciales qui démontrent l'action sollicitante de certains sulfates sur la réduction du clorure d'argent par le mercure seul.

La réduction du chlorure d'argent par le mercure seul est très-lente.

Voici le tableau collectif des résultats obtenus en faisant subir un mouvement de rotation qui a duré vingt-trois heures à une pâte formée de 10 grammes d'argile, 0,g200 de chlorure d'argent artificiel, 5 grammes d'un sel cristallisé et 19 grammes de mercure. Nous exprimerons les rendements en centièmes de la quantité d'argent contenue dans les différents mélanges ; nous avons obtenu ainsi :

Expériences relatives à l'influence des sels dans la réduction du chlorure d'argent.

Par l'alun.	13,65
Par le sulfate de fer.	9,48
Par le sulfate de cuivre.	6,73
Par le mercure seul (témoin).	4,42

Si l'on compare le résultat donné par le témoin avec ceux obtenus en présence des sels, on voit combien est considérable l'influence que ceux-ci exercent sur l'amalgamation. En effet, en prenant pour unité le témoin, on a :

Témoin.	1,00	
Sulfate de cuivre. .	1,52	Moyenne = 2,25
Sulfate de fer. . . .	2,14	
Alun.	3,08	

L'alun peut donc tripler et le sulfate de fer doubler le rendement, tandis que le sulfate de cuivre ne l'augmente que de moitié. Si au lieu de considérer les différences on ne tient compte que de la moyenne des résultats, on trouve que le rendement du témoin est à celui des sels : : 1 : 2,25.

Remarques sur la nature du rôle que peuvent jouer les sels.

Les faits que nous venons d'observer sont empiriques, car on s'explique difficilement le rôle que peuvent jouer, dans l'almagamation, des sels qui n'agissent point comme dissolvant du chlorure d'argent, à moins de voir dans les dissolutions salines des liquides conducteurs et de supposer l'existence de courants électriques produits par le contact du mercure avec les premières portions d'argent réduit. Quelle que soit la cause réelle du phénomène, l'heureuse influence exercée par certains sels sur l'amalgamation directe du chlorure d'argent ne peut être révoquée en doute (1).

(1) On pense généralement qu'un excès de sulfates métalliques dans l'amalgamation saxonne est préjudiciable. On croit qu'ils augmentent momentanément l'énergie

Action du sel marin.

Nous devons maintenant considérer l'action du sel marin. Elle mérite une étude spéciale, car elle peut être double : le chlorure de sodium peut faciliter l'amalgamation, d'abord comme substance saline à la manière des sulfates, et puis comme dissolvant du chlorure d'argent. L'impossibilité d'examiner séparément ces deux modes d'action nous a déterminés à rapporter à la faculté dissolvante ce que nous allons observer et à négliger l'autre mode d'action, attendu qu'il n'est pas démontré dans ce cas-ci.

Solubilité du chlorure d'argent dans le sel marin.

C'est du reste un fait bien établi, que le chlorure d'argent est soluble dans le sel marin. M. St-Clair Duport a même déterminé cette solubilité, qui d'après lui, à + 10 centigrades représente 0,0017 du poids du sel marin. A + 18 centigrades, nous avons trouvé 0,0024, en admettant toutefois qu'à cette température 100 parties d'eau en dissolvent 36 de chlorure de sodium. Ces différences ne nous étonnent pas, puisqu'au dire de M. Saint-Clair Duport, la solubilité du chlorure d'argent est un peu au-dessous de + 100° quatre fois plus forte qu'à + 10° ; au contraire elle devient presque nulle dans le voisinage de zéro. Quoi qu'il en soit, cette solubilité étant très-faible, il importe de bien préciser par des expé-

---

de la réaction, mais qu'ils amènent prématurément la fin de l'opération, et donnent à la masse une température dangereuse pour le mercure.

riences directes jusqu'à quel point elle peut influer sur l'amalgamation.

Expérience relative à l'influence du sel marin sur la réduction du chlorure d'argent.

Nous avons espéré obtenir des résultats comparables en faisant deux amalgamations dans les mêmes circonstances, à cela près que pour l'une des deux, l'eau ordinaire serait remplacée par de l'eau saturée de sel marin et tenant en dissolution le chlorure d'argent. On détermine ainsi théoriquement les limites de l'influence exercée sur l'amalgamation par le sel marin considéré comme dissolvant du chlorure d'argent.

Nous avons donc soumis à un mouvement de rotation prolongé pendant 50 heures, des mélanges formés par $0^g,130$ de chlorure d'argent ($=0^g,100$ argent métallique), tantôt dissous dans l'eau salée, tantôt suspendus dans l'eau ordinaire, mais toujours associé à 50 grammes de sable lavé, à 150 centimètres cubes de liquide et à 20 grammes de mercure. Dans quelques expériences la quantité de chlorure d'argent a été deux fois plus faible.

Voici les résultats :

État du chlorure d'argent renfermant en général 1000 argent métallique.	Argent enlevé par le mercure et exprimé en millièmes.
1° Chlorure d'argent dissous dans l'eau salée.	461
2° Même expérience sur une quantité de chlorure d'argent deux fois plus petite.	75
3° Chlorure d'argent caillebotté desséché à + 100 et suspendu dans l'eau.	153
4° Même expérience sur une quantité de chlorure d'argent deux fois plus petite.	33

État du chlorure d'argent renfermant en général 1000 argent métallique.	Argent enlevé par le mercure et exprimé en millièmes.
5° Chlorure d'argent artificiel cristallisé suspendu dans l'eau. . .	158
6° Chlorure d'argent légèrement fondu avec du sable et suspendu dans l'eau.	62
7° Chlorure d'argent naturel avec sa gangue, suspendu dans l'eau.	traces.

On voit par les essais n°s 3 et 5, que le chlorure d'argent caillebotté ou cristallisé, c'est-à-dire sous la forme où il se prête le mieux à la réduction, se laisse amalgamer trois fois moins que lorsqu'il est dissous (essai n° 1), et cette différence est bien autrement considérable lorsque le chlorure d'argent est engagé dans une gangue. En effet, on voit que dans les mêmes circonstances où le chlorure d'argent artificiel a cédé au mercure plus du sixième de son métal (essais n°s 3 et 5), le naturel (essai n° 7) n'en a cédé que des traces. Nous venons de parler du chlorure engagé dans sa gangue, car c'est ainsi que nous considérons le chlorure d'argent naturel; et l'expérience n° 6 paraît nous y autoriser : en effet, le même chlorure d'argent artificiel à qui le mercure a enlevé plus d'un sixième de son argent (essai n° 3) ne lui en a cédé qu'un seizième environ (essai n° 6), dès qu'on l'a fait adhérer au sable par une légère caléfaction. Si nous ne nous faisons donc pas illusion, cette adhérence à la gangue que nous avons invoquée tant de fois est une circonstance qu'il importe de prendre en considération.

Discussion des résultats.

Les quatre premières expériences révèlent un fait qui n'est pas dépourvu d'intérêt. On sait que l'amalgamation marche avec d'autant plus de len-

L'amalgamation est d'autant plus lente que la matière est plus pauvre.

teur que la richesse du minerai est moindre : il n'est donc pas étonnant que 500 d'argent sous forme de chlorure aient abandonné au mercure 33 de métal (n° 4) dans les mêmes circonstances où 1000 en ont abandonné 153 (n° 3). Il n'y a point de proportionnalité entre ces rendements puisqu'ils sont entre eux : : 1 : 2 1/3; mais la différence devient encore plus forte lorsque le chlorure d'argent au lieu d'être suspendu dans le liquide y est tenu en dissolution : en effet, dans ce cas, les rendements donnés par les richesses 500 et 1000 (expériences n°s 1 et 2) sont entre eux : : 1 : 3, comme la masse du liquide et la proportion du chlorure d'argent sont les mêmes dans ces expériences prises deux à deux et que dans le cas où la différence des rendements est la plus grande on trouve du sel marin, tandis qu'il n'y en a pas dans les expériences où ils sont plus rapprochés. Il faut convenir que cette différence tient à l'action réciproque des deux chlorures, action qui entrave la réduction du chlorure d'argent lorsque celui de sodium est en excès.

Voici une nouvelle donnée qui, avec beaucoup d'autres, peut contribuer à expliquer la lenteur de l'amalgamation américaine. Le sulfure d'argent, ainsi que nous le verrons plus loin, ne se transforme en chlorure que très-lentement ; et le nouveau chlorure, tout en se dissolvant dans le sel marin à mesure qu'il se forme, en est plus tard soustrait par le mercure : la dissolution ne paraît donc pas devoir être saturée de chlorure d'argent, et par conséquent la soustraction opérée par le mercure ne peut avoir lieu qu'avec lenteur.

Nous terminerons ce que nous avions à dire sur l'action des sels par quelques mots relatifs à

la manière dont se comporte le protochlorure de cuivre lorsqu'il se trouve en contact avec le chlorure d'argent. Nous croyons d'autant plus utile d'en parler, qu'à notre connaissance il n'en est fait mention dans aucun ouvrage classique. On conçoit du reste ce silence : en général, quand il s'agit de corps ayant un élément commun, on se préoccupe plutôt des combinaisons qu'ils peuvent contracter entre eux que de leurs décompositions réciproques, les premières étant plus fréquentes que les secondes.

Réduction du chlorure d'argent par le protochlorure de cuivre.

Le protochlorure de cuivre, surtout lorsqu'il n'est pas fondu, réduit très-facilement à la température ordinaire le chlorure d'argent en sous-chlorure. Il se forme dans le même temps du bichlorure de cuivre et une substance jaune verdâtre, solubles dans l'ammoniaque et lui communiquant une couleur bleue intense. Ce dernier produit nous a semblé être un oxychlorure provenant de l'action de l'air sur la portion de protochlorure de cuivre devenue soluble dans le bichlorure naissant (1).

Manière d'exécuter l'expérience.

L'expérience est des plus simples. Il suffit d'introduire dans un matras d'essai du protochlorure de cuivre, de l'eau et du chlorure d'argent : au bout de quelques minutes on décante le liquide, et on verse de l'ammoniaque sur le résidu : ce réactif devient alors d'un bleu intense : on ré-

(1) Dans des phénomènes de ce genre les proportions relatives des agents qui sont en jeu doivent influer sur les résultats, et l'on conçoit ainsi que l'argent métallique puisse, en se chlorurant, réduire le bichlorure de cuivre à l'état de protochlorure, et que dans d'autres conditions le protochlorure de cuivre puisse réagir sur le chlorure d'argent.

pète les lavages ammoniacaux jusqu'à ce qu'il n'y ait plus de coloration: on lave alors à l'eau pure et le résidu grisâtre est de l'argent métallique très-divisé. C'est cet état d'extrême division qui nous fait penser que le chlorure d'argent est réduit à l'état de sous-chlorure et non pas à l'état métallique; car s'il était complétement réduit, il n'y aurait pas de raison pour que le métal qui en résulterait fût très-divisé et tel qu'il doit être lorsqu'il se sépare d'une dissolution. D'un autre côté, on sait que le sous-chlorure d'argent, mis en contact avec l'ammoniaque, se décompose en chlorure normal et en argent métallique tout à fait pulvérulent. Nous sommes ainsi conduits à cette conséquence que l'action du protochlorure de cuivre sur le chlorure d'argent consiste dans une réduction partielle de celui-ci.

Un phénomène analogue a-t il lieu dans l'amalgamation américaine.

Sera-t-il permis d'admettre qu'une réaction semblable se réalise dans l'amalgamation américaine? De ce qu'une masse de protochlorure de cuivre mise en contact avec une autre masse de chlorure d'argent réduit en partie cette dernière, pourra-t-on en conclure qu'il en est de même lorsque l'action se passe entre de petites quantités de matières tenues en dissolution avec beaucoup d'autres substances, par des liquides exerçant une action propre sur l'argent métallique? Bien que nous soyons convaincus de l'immense difficulté que l'on rencontre toutes les fois que l'on veut analyser des opérations aussi complexes que l'amalgamation américaine, cependant nous avons cru que par certains essais on pourrait parvenir à rendre préférable une hypothèse entre plusieurs autres. C'est pourquoi nous avons fait l'expérience suivante:

Phénomènes produits par le mélange d'eaux salées contenant en dissolution du chlorure d'argent et du protochlorure de cuivre.

Nous avons dissous séparément dans de l'eau salée du chlorure d'argent et du protochlorure de cuivre : les deux dissolutions ont été portées à la température de + 25 centigr., puis on les a mêlées et abandonnées à l'air : le mélange a commencé presque immédiatement à perdre sa transparence et le trouble est allé toujours en augmentant : au bout de vingt-quatre heures, le dépôt était devenu assez considérable pour pouvoir être examiné : on a filtré la liqueur, on a versé de l'ammoniaque sur le filtre pour enlever l'oxychlorure de cuivre; la portion restante était d'une belle couleur turquoise, et s'est décomposée par l'eau bouillante en bichlorure de cuivre et en oxyde noir qui est resté sur le filtre; l'acide nitrique a dissous complétement cet oxyde, et dans la liqueur on n'a pas trouvé la moindre trace d'argent. Il semble résulter de cette expérience que les phénomènes ne sont pas les mêmes lorsque l'action s'exerce entre des masses pulvérulentes ou entre des quantités minimes en dissolution dans l'eau salée. On est porté à croire que le protochlorure de cuivre dissous dans le sel marin ne réduit point le chlorure d'argent également dissous, à moins toutefois (ce qui nous paraît très-probable) que le métal provenant de la réduction ne soit de suite converti en chlorure, car on sait que le sel marin exerce une action chlorurante sur l'argent, surtout à l'état naissant. Cette supposition est d'autant plus vraisemblable que si l'on met en contact avec du chlorure d'argent en poudre une dissolution de protochlorure de cuivre dans l'eau salée, quel que soit le degré de sa concentration, on aura au bout de plusieurs jours la preuve de la formation de sous-chlorure d'argent,

Décomposition de chlorure d'argent en poudre au contact d'une solution de cuivre dans l'eau salée.

puisqu'en traitant le mélange par de l'ammoniaque tout se dissout, excepté une certaine quantité d'argent très-divisé de couleur brunâtre. On voit donc qu'il s'est formé du sous-chlorure d'argent qui en vertu des circonstances particulières de sa formation n'a pas été complétement dissous et n'a pu être décomposé que par l'ammoniaque.

Application de ces faits à la théorie de l'amalgamation américaine.

Désormais il convient donc d'ajouter à la série des phénomènes chimiques de l'amalgamation américaine la formation probable d'argent métallique et de sous-chlorure d'argent, le premier provenant de la décomposition du second, et celui-ci de l'action réductrice du protochlorure de cuivre. Nous ne nous dissimulons pas toutefois que le rôle que nous attribuons au protochlorure de cuivre est nécessairement limité ; car à mesure que ce composé se forme, il doit sous l'influence de l'air se transformer partiellement en oxychlorure.

Action des métaux sur le chlorure d'argent.

Remarques sur l'heureuse intervention d'un métal autre que le mercure dans l'amalgamation.

Quand on songe à la rapidité avec laquelle le fer et surtout le zinc réduisent les combinaisons halogéniques de l'argent, par le simple contact, en présence de l'eau, et si l'on se souvient que le mercure s'allie presque immédiatement à l'argent très-divisé, on conçoit aisément combien les procédés d'amalgamation ont dû s'améliorer par l'intervention du fer. Ainsi modifiés, peut-être renferment-ils une autre cause de prompte réussite, qui se trouverait, d'après M. Winkler, dans le concours simultané des deux métaux (fer et mercure) formant par leur contact un couple électrique. Le fer, d'après ce point de vue, agirait

Opinion relative à une influence galvanique.

comme un réducteur dont l'énergie serait exaltée par une influence électro-chimique. Par les expériences que nous allons relater, nous avons cru répandre quelque lumière sur ce rôle du fer en comparant les résultats obtenus, à parité de circonstances, tantôt en isolant la faculté réductrice, tantôt en la combinant avec la prétendue influence galvanique : en d'autres termes, nous avons amalgamé en faisant intervenir simultanément ou successivement les deux métaux.

Expériences relatives à l'influence produite par la présence simultanée du fer et du mercure.

Les matières dont nous nous sommes servis dans chaque essai ont été : 10 grammes d'argile ou d'oxyde de fer, $0^g,100$ de chlorure d'argent, 10 grammes de fer en planures et 20 grammes de mercure; mais parfois ce mélange a été mis en rotation pendant 10 heures, parfois on a fait agir le fer seul pendant 20 heures, et puis on a ajouté le mercure au commencement des dix dernières heures; ou bien encore le fer a agi seul à chaud pendant trois heures avant d'être associé au mercure ; enfin on a séparé complétement l'action des deux métaux en éliminant le fer après qu'il avait agi seul pendant les deux tiers du temps destiné à l'opération et en introduisant le mercure pendant l'autre tiers.

Voici les résultats de ces expériences. Ils sont exprimés en millièmes pour plus de simplicité, et nous considérerons le chlorure d'argent employé dans chaque essai comme représentant 1000 d'argent.

(1) NOM de la gangue contenant 1000 d'argent à l'état de chlorure.	(2) ARGENT obtenu par 10 heures de rotation avec mercure et fer.	(3) ARGENT obtenu par 10 heures de rotation sans fer et avec mercure seul.	(4) ARGENT obtenu par 3 heures d'ébullition avec fer et sans mercure, suivies de 10 heures de rotation avec mercure seul.	(5) ARGENT obtenu par 20 heures de rotation avec fer et sans mercure, plus 10 heures de rotation avec mercure seul.
Oxyde de fer.	969	126	903	431
Argile. . . .	929	85	840	286

Les essais de la colonne n° 3 jouent le rôle de témoins relativement à ceux de la colonne n° 2. Les colonnes 4 et 5 présentent les résultats obtenus dans différentes circonstances.

Discussion des résultats.

On voit par les témoins inscrits dans la colonne 3 que dix heures de rotation avec le mercure n'enlèvent que le huitième ou le douzième de l'argent contenu dans le chlorure, selon que la gangue est de l'oxyde de fer ou de l'argile; et l'on voit dans la colonne n° 2 que si le mercure agit en présence du fer la réduction est presque complète, quelle que soit la gangue. Mais si l'amalgamation est précédée par l'action du fer, soit à chaud, soit à froid, on obtient des résultats qui concourent à rendre évidente l'influence qu'exerce le contact des deux métaux, fer et mercure. En effet, en faisant précéder l'amalgamation par une rotation de vingt heures en présence du fer, on obtient, suivant la nature de la gangue, 431 ou 286: or si l'on retranche 126 du premier chiffre et 85 du second, ou en d'autres termes, si on enlève au produit collectif des deux actions successives du

fer et du mercure la fraction due à l'action de ce dernier métal, il reste pour le fer 431—126=305 ou bien 286—85=201. Si l'action préalable du fer a été exercée à chaud, on a pour produit collectif 903 ou 840. En opérant comme ci-dessus, on aura 903—126=777 ou bien 840—85=755. Ainsi par 20 heures d'action à froid, le fer réduit presque le tiers du chlorure d'argent associé à l'oxyde de fer, et la cinquième partie, si la gangue est de l'argile. D'un autre côté, si l'action préalable du fer s'exerce à chaud pendant 3 heures seulement, la réduction s'élèvera à un peu moins des trois quarts, toutes choses égales d'ailleurs.

Influence produite par le contact du fer et du mercure.

Maintenant, si l'on considère que d'après les chiffres de la colonne n° 2 dix heures de rotation ont suffi pour que le mercure en agissant avec le fer enlevât à froid la presque totalité de l'argent, on est forcé de conclure que l'influence du contact des deux métaux est très-considérable, puisque les résultats consignés à la colonne n° 3 nous apprennent que l'action isolée du mercure est très-faible. Mais si le pouvoir réducteur du fer et du mercure s'exalte à un point si élevé par leur simple contact, il est évident, comme il n'y a pas de combinaisons entre eux, qu'il doit se développer une condition galvanique qui accélère la réduction du chlorure (1).

---

(1) Déjà M. Winkler a cherché à démontrer (Amalgamation européenne, p 30) l'existence de cette action galvanique par une expérience très-simple ; en mettant du chlorure d'argent dans un vase de cuivre avec un peu d'eau, et en touchant le cuivre avec une baguette de fer, on voit bientôt se rassembler au fond du vase une poussière formée d'argent métallique avec une mince pellicule de chlorure.

Ces expériences confirment évidemment l'hypothèse de M. Winkler.

Voici les rapports aproximatifs des réductions effectuées sur le chlorure d'argent dans des circonsances différentes.

1°	Réduction	par le mercure seul en 10 heures. .	1/10
2°	*Id.*	par le fer à froid en 20 heures. . .	1/3
3°	*Id.*	par le fer à chaud en 3 heures. . .	3/4
4°	*Id.*	par le fer et le mercure en 10 heures.	1

Action simultanée du fer et des sels sur le chlorure d'argent.

Expériences relatives à l'influence des sulfates dans la réduction du chlorure d'argent par le fer.

Nous avons vu plus haut que la présence des sels n'est pas indifférente dans l'amalgamation ; nous avons pensé obtenir une nouvelle démonstration de cette vérité en répétant en présence des sels les expériences de la colonne n° 5 du tableau précédent, c'est-à-dire en faisant intervenir 10 grammes ou de sulfate de fer ou d'alun pendant les 20 heures où le fer agit seul sur le mélange argentifère. Il est certain que si la faculté réductrice du mercure est exaltée par la présence des sels il doit en être de même pour celle du fer ; cette donnée que la théorie signale doit être précisée par l'expérience. Nous avons donc opéré de la manière suivante. On a ajouté une dizaine de grammes de sulfate de fer ou d'alun et 100 grammes d'eau au mélange formé de 10 grammes de gangue, 0^{g},100 de chlorure d'argent et 10 grammes de planures de fer; après 20 heures de rotation on a enlevé la dissolution saline, on a bien lavé et puis on a réduit le mélange à la consistance ordinaire de pâte demi-fluide, enfin on a ajouté le mercure

et on a tourné encore 10 heures. La moyenne déduite des chiffres consignés dans la colonne n° 5 du tableau ci-dessus servant de témoin, on met ainsi à nu l'influence exercée par les sels sur la faculté réductrice du fer.

Nous exprimerons comme d'ordinaire les résultats en millièmes, et nous considérerons le décigramme de chlorure d'argent employé dans chaque essai comme représentant 1000 d'argent métallique.

		Moyennes.
1° Argent obtenu par 20 heures de rotation avec fer et sulfate de fer, et 10 heures avec mercure seul, l'oxyde de fer servant de gangue.	750	686
2° Argent obtenu par 20 heures de rotation avec fer et alun, et 10 heures avec mercure seul, l'argile servant de gangue.	622	
3° Témoin fourni par la moyenne des résultats consignés à la colonne 5 du tableau précédent, et obtenus comme ci-dessus, mais sans intervention de sels.		387

Réduction favorisée par la présence d'un sel.

Il est évident que la présence d'un sel pendant la période où agit le fer est très-favorable en ce qu'elle exalte cette action : en effet, le résultat moyen obtenu avec intervention de substances salines est de trois quarts plus fort que celui fourni par les expériences où le fer agit seul. C'est une nouvelle confirmation de ce que nous avions remarqué relativement à l'action de certains sels dans l'amalgamation.

Action du cuivre sur le chlorure d'argent.

Réduction du chlorure d'argent par le cuivre très-lente à froid.

Le cuivre, même en présence d'un acide, réduit le chlorure d'argent à froid avec une grande lenteur. Ce fait semb'e d'autant plus frappant que le fer et le zinc réduisent rapidement le même chlorure sans l'intervention d'aucun acide. Nous avons constaté qu'un décigramme de chlorure d'argent fondu plongé dans de l'eau acidulée a été réduit complétement par le zinc au bout d'un quart d'heure, tandis que toutes choses égales, le cuivre n'en avait réduit que la moitié à peu près au bout de 18 heures. Si l'on fait l'expérience avec du chlorure d'argent floconneux et sans intervention d'acide, on trouve que le fer et le zinc réduisent presque de suite le chlorure avec dégagement de chaleur, tandis que le cuivre ne donne de faibles signes d'action qu'après plusieurs jours de contact.

Réduction du chlorure d'argent par le cuivre beaucoup plus rapide à chaud qu'à froid.

Mais cette inertie diminue considérablement si l'on fait intervenir une température élevée : le même chlorure d'argent floconneux, qui n'est attaqué par le cuivre métallique qu'au bout d'un très-long temps, est réduit au contraire avec facilité si la température est portée à + 100. Que l'on fasse bouillir de l'eau avec de la limaille de cuivre et du chlorure d'argent, on verra celui-ci prendre bientôt l'aspect métallique et la liqueur devenir bleuâtre. En partant de ce fait et en nous souvenant que le traitement au *cazo*, pratiqué surtout dans l'Amérique du Sud, est une amalgamation à chaud faite dans des chaudières en cuivre sur des minerais d'argent chloré ou bromé, nous avons cru que quelques expériences tendant à pré-

ciser l'action du cuivre sur le chlorure d'argent ne seraient pas dépourvues d'intérêt.

Expériences concernant la réduction du chlorure d'argent par le cuivre.

Nous avons donc répété pour le cuivre ce que nous avons fait pour le fer, mais avec cette différence cependant que dans aucun cas nous n'avons fait agir simultanément le cuivre et le mercure. Dans des expériences en petit où ces deux métaux se trouvent toujours en très-grand excès relativement à l'argent, on ne pourrait pas éviter des pertes de mercure à cause de son adhérence à la surface du cuivre. Cette perte ne serait dans nos essais qu'un faible inconvénient, vu qu'on pourrait en tenir compte, mais il n'est pas bien certain que le mercure adhérent au cuivre soit aussi riche que la masse entière de l'amalgame. D'après M. Saint-Clair-Duport, il faudrait pour qu'il n'y eût pas d'adhérence que la proportion atomique du mercure relativement à l'argent qui doit être amalgamé ne surpassât pas le rapport de 4 à 1; mais dans nos essais il est impossible de rester entre ces limites.

Voici les détails des expériences.

On a fait bouillir dans 100 grammes d'eau pendant trois heures un mélange de 10 grammes d'oxyde de fer, 10 grammes de cuivre en lames et un décigramme de chlorure d'argent artificiel ou naturel : ensuite on a éliminé soigneusement l'eau et le métal, on a desséché le mélange, puis on l'a ramené à l'état de pâte demi-liquide; on y a ajouté 20 grammes de mercure, et enfin on l'a mis en rotation pendant 10 heures. On a obtenu les résultats suivants que nous exprimerons en millièmes, en supposant, comme d'ordinaire, que l'argent du chlorure employé représente 1000.

	Avec du chlorure d'argent artificiel.	naturel.
1° Argent obtenu après l'action préalable du cuivre.	1000	530
2° Argent obtenu sans action préalable du cuivre.	126	traces.

Discussion des résultats.

On voit d'abord que le cuivre tenu en contact pendant trois heures à +100° a réduit complétement le chlorure d'argent artificiel, et il s'est comporté comme l'eût fait du fer; en outre, on voit que le chlorure d'argent naturel n'a été réduit que par moitié à parité de circonstances; ce qui prouve encore une fois combien d'entraves peut mettre à l'amalgamation la présence de la gangue, surtout lorsqu'il y a adhérence entre celle-ci et la matière à amalgamer. Tel est le cas, sans doute, du chlorure d'argent naturel dont nous nous sommes servis, puisque, en faisant intervenir l'influence sollicitante des sels, on n'obtient pas un résultat plus considérable.

Expériences avec addition de sels.

En effet, nous avons répété les mêmes expériences avec du chlorure naturel d'argent, et pendant les trois heures d'ébullition avec le cuivre métallique on a fait intervenir 10 grammes d'alun ou bien de sulfate de fer, ou bien de sulfate de cuivre; ensuite l'amalgamation a été exécutée comme d'ordinaire, après avoir soigneusement éliminé le cuivre et la dissolution saline. Le résultat n'a pas sensiblement varié, ainsi que nous allons le voir :

1° Argent obtenu par l'amalgamation de chlorure naturel d'argent avec sa gangue après 3 heures de contact avec du cuivre et une solution bouillante d'alun.	531	Moyenne 530
2° *Id.* avec sulfate de fer.	486	
3° *Id.* avec sulfate de cuivre. . .	575	

Cette moyenne est identique avec le résultat obtenu précédemment; mais il ne faut pas conclure que les sels qui sollicitent l'action réductrice du fer et du mercure soient inertes quand il s'agit du cuivre. Cette inertie n'est qu'accidentelle et provient d'une cause toute mécanique. Nous allons le prouver.

Nouvelle expérience démontrant l'influence des sulfates sur la réduction du chlorure d'argent par le cuivre.

Dans deux ballons séparés on a mis en ébullition 100 grammes d'eau avec 10 grammes d'oxyde de fer, 10 grammes de cuivre en lames et 0g,100 de chlorure d'argent artificiel; mais dans l'un des deux ballons il y avait aussi 10 grammes d'alun : au bout d'une heure on a enlevé le liquide et le cuivre; les résidus bien lavés et ramenés à la consistance d'une pâte demi-liquide ont été soumis à l'amalgamation pendant dix heures avec 20 grammes de mercure. Le mélange qui n'avait pas éprouvé l'action de l'alun a cédé au mercure 0g,0333 d'argent; celui qui avait subi cette action en a cédé 0g,0750.

On ne peut donc pas douter que les sels n'exercent, à l'égard du cuivre, la même influence sollicitante que sur les autres métaux; car en une heure d'ébullition le chlorure d'argent a été complétement réduit par le cuivre sous l'influence de l'alun, tandis que sans cette influence la réduction s'est limitée à 2/5, toutes choses égales d'ailleurs. Si la réduction du chlorure d'argent naturel par le cuivre n'a pas été hâtée par le concours des sels, on ne peut l'attribuer qu'à des causes toutes mécaniques, parmi lesquelles nous voyons principalement l'adhérence à la gangue.

Remarques sur l'emploi comparatif du fer et du cuivre dans l'amalgamation.

De toutes ces expériences il ressort un fait qui n'est pas sans importance pour la pratique. Le contact du fer et du mercure n'implique aucun in-

convénient, puisque ces deux métaux ne se combinent point, quel que soit le rapport de leurs proportions respectives: mais il n'en est pas ainsi du cuivre qui s'amalgame facilement; et quoique l'on sache que si l'on garde certaines proportions entre l'argent qui doit être extrait, le mercure et le cuivre, celui-ci n'entre pas sensiblement dans l'amalgame et se borne au rôle de véhicule, néanmoins il y a toujours quelque difficulté à surmonter pour ne pas dépasser les limites au delà desquelles les pertes commencent. Or la propriété qu'a le cuivre d'acquérir une plus grande puissance réductrice, sous l'influence de l'eau bouillante, pourrait être mise à profit pour isoler l'action de ce métal sur les minerais chloro ou bromo-argentiques; on éviterait ainsi toute sorte d'amalgamation, hors celle de l'argent. D'ailleurs il est utile, pour les usines des localités où le fer est à haut prix, de prouver que le cuivre peut le remplacer en donnant les mêmes rendements, sauf l'intervention de l'eau bouillante. Les faits observés sur une petite échelle nous ont suggéré ces réflexions, dont l'application est nécessairement subordonnée aux diverses exigences des grands établissements.

Action du protoxyde de cuivre sur le chlorure d'argent.

Actions différentes du protoxyde de cuivre seul, ou accompagné de sulfates.

Dans le courant de nos recherches nous avons eu l'occasion d'observer que le protoxyde de cuivre n'a pas d'action appréciable sur le chlorure d'argent, même à la température de l'eau bouillante; mais nous avons aussi observé qu'il en est tout autrement, si à cette même température on fait in-

tervenir simultanément l'action de l'alun, ou du sulfate de fer, ou du sulfate de cuivre. Nous n'avons pas voulu négliger cette observation, parce que, dans quelques localités où l'on exploite l'argent par voie d'amalgamation, les pyrites cuivreuses sont abondantes et le combustible à un prix modéré, tandis que le fer métallique y est assez cher. Or le grillage des pyrites cuivreuses pouvant donner, suivant la manière dont il est dirigé, du sulfate ou du protoxyde mêlés toutefois à d'autres produits, on conçoit que la substitution de ce protoxyde au fer puisse être dans quelques cas d'un haut intérêt. C'est pourquoi nous avons fait quelques essais pour établir d'une manière méthodique la faculté réductrice du protoxyde de cuivre.

Expériences relatives à l'emploi du protoxyde de cuivre.

Dans cette occasion nous avons encore suivi la marche accoutumée, c'est-à-dire nous avons comparé le rendement d'un essai ordinaire avec celui de plusieurs essais faits à parité de circonstances, au moyen du protoxyde de cuivre et d'un sel. Ainsi nous avons fait bouillir un mélange de 100 grammes d'eau, 10 grammes oxyde de fer, 10 grammes alun, 5 grammes protoxyde de cuivre, $0^{g},100$ de chlorure d'argent : au bout de trois heures nous avons éliminé le fer et le cuivre; nous avons ensuite ajouté au résidu réduit en pâte demi-fluide, 20 grammes de mercure, et nous l'avons fait tourner pendant dix heures.

Voici les résultats obtenus avec différents sels, résultats que nous exprimerons en millièmes, en considérant l'argent sous forme de chlorure comme 1000.

	Avec chlorure d'argent artificiel.	Avec chlorure d'argent naturel.
1° Argent obtenu par l'intervention du *sulfate de fer*.	664	220
2° *Id.* par l'intervention de l'*alun*. . .	666	185
3° *Id.* par l'intervention du *sulfate de cuivre*.	770	296
4° *Id.* sans intervention de *sels ni de protoxyde de cuivre*.	126	traces.

Il résulte de ces expériences que la présence simultanée du protoxyde de cuivre et de certains sels hâte l'amalgamation. On remarque cependant une différence assez notable entre les rendements des chlorures d'argent artificiel et naturel. Dans les essais précédents nous avons toujours vu que le chlorure naturel est moitié moins attaqué que le chlorure artificiel; mais ici la différence est encore plus grande, puisque les deux moyennes sont entre elles :: 1 : 1/3.

Influence du protoxyde de cuivre moins puissante que celle du fer et du cuivre.

En outre, nous avons vu le fer et le cuivre, avec ou sans sels, réduire complétement, en trois heures d'ébullition, le chlorure d'argent artificiel, tandis que le protoxyde de cuivre, malgré le concours d'un sulfate, n'a pu effectuer cette réduction que dans les limites des deux tiers. Il faut donc conclure que si le protoxyde de cuivre, avec le concours des sels, peut réduire le chlorure d'argent, ce pouvoir est loin d'avoir la même énergie que celui des métaux.

Remarques concernant le principe qui nous a guidés dans nos essais.

Nous devons cependant faire observer que dans nos essais nous avons toujours procédé de manière à séparer autant que possible les différentes actions pour avoir une idée de leurs influences spéciales : ainsi les sels, le cuivre et le fer n'ont pas agi simultanément avec le mercure. Dans les expérien-

ces faites avec le protoxyde de cuivre les sels ont agi avant l'amalgamation. C'est que nous nous sommes toujours moins préoccupés de la grandeur du résultat définitif que de l'influence exercée sur lui par chacun des éléments qui sont en jeu.

Il est probable qu'en opérant sur une grande échelle, et en profitant du concours de toutes les influences que nous avons séparées à dessein, les différences que nous venons de signaler deviendront moindres et pourront même disparaître. Enfin nous ajouterons que les résultats qui viennent d'être exposés doivent en général s'appliquer au bromure comme au chlorure d'argent, vu la grande analogie de ces deux composés; toutefois il paraîtrait, d'après les observations de M. Duport, que le bromure d'argent est plus difficilement réductible que le chlorure.

Essais relatifs à l'argent sulfuré.

Remarques sur le procédé suivi en grand pour amalgamer le sulfure d'argent.

L'expérience paraît avoir démontré qu'il n'y a pas d'avantage à traiter par amalgamation les minerais où l'argent est à l'état de sulfure. En effet, soit en Amérique, soit en Europe, on s'applique à transformer en chlorure l'argent qu'on suppose combiné au soufre dans les minerais. D'un autre côté, on sait que le mercure réduit par la simple trituration et à froid le sulfure d'argent, et d'après nos expériences il le réduit avec plus de facilité encore que le chlorure : ce qui porterait à croire que pour une grande partie des minerais le sulfure d'argent se trouve engagé dans des combinaisons rebelles à l'action directe du mercure. Toutefois il ne faut pas oublier que les agents accessoires employés dans l'amalgamation en grand peuvent

modifier les rapports de réductibilité du chlorure et du sulfure d'argent par le mercure. Quoi qu'il en soit, nous avons voulu soumettre le sulfure d'argent aux mêmes épreuves que le chlorure, et nous avons été assez heureux pour faire des observations qui pourront avoir quelque utilité dans le traitement en grand.

Influences diverses à étudier dans l'amalgamation du sulfure d'argent.

En étudiant l'amalgamation directe du sulfure d'argent, nous commencerons par tenir compte de l'influence exercée par l'état d'imbibition, par la nature de la gangue et par la proportion du mercure; ensuite nous étudierons l'action des chlorurants, et enfin nous examinerons l'influence que peuvent exercer les sels, les métaux et le protoxyde de cuivre. La marche suivie dans ces essais est la

Même marche suivie dans les expériences sur le chlorure et le sulfure d'argent.

même que nous avons adoptée pour les expériences déjà faites sur le chlorure d'argent. Nous n'avons rien voulu y changer, afin de rendre comparables les deux séries de résultats. Ainsi le tableau suivant va nous mettre à même d'apprécier quels seront la nature de la gangue, la proportion du mercure et le degré de liquidité qui conviendront le mieux pour obtenir la plus forte réduction du sulfure d'argent dans un temps donné.

NATURE, quantité et richesse de la matière.	MERCURE employé.	Argent exprimé en millièmes de la masse contenue dans la gangue, et obtenu à sec.	avec une pâte à peine liquide.	avec une pâte un peu plus liquide.	avec une pâte liquide contenant 25 c. c. d'eau.	avec une pâte liquide contenant 50 c. c. d'eau.	avec une pâte liquide contenant 100 c. c. d'eau.
10 gr. oxyde de fer mêlé à 0g,100 sulfure d'argent contenant 0g,087 d'argent métallique.	gr. 6,50	206	625	»	147	112	112
	26,00	287	222	»	328	370	300
10 gr. argile mêlée à 0g,100 sulfure d'argent contenant 0g,087 d'argent métallique.	6,50	188	229	98	20	17	24
	13,00	229	178	55	35	33	26
	19,50	210	154	62	50	70	24

Discussion des résultats et comparaison avec ceux obtenus précédemment dans l'étude du chlorure d'argent.

Il n'est pas besoin de discussion pour déduire de ce tableau que la gangue d'oxyde de fer a été plus favorable à la réduction du sulfure d'argent que la gangue d'argile ; il suffit de comparer entre elles toutes les moyennes pour en être convaincu. A cet égard le sulfure d'argent nous offre le même fait que le chlorure.

Il n'en est pas tout à fait ainsi pour ce qui concerne l'état d'imbibition : nous n'avons pas oublié que dans les expériences faites avec le chlorure d'argent, l'état à peine liquide de la pâte est celui qui a été le plus favorable à l'amalgamation ; or, dans le tableau précédent nous voyons que, l'oxyde de fer servant de gangue, la plus forte moyenne est fournie par les expériences exécutées avec une pâte à peine liquide ; lorsque c'est l'argile, au contraire, qui sert de gangue, on trouve que les deux plus fortes moyennes se rapportent à une pâte à peine liquide et à des expériences faites à sec, et comme la différence est de 1/7 en faveur de cette dernière méthode, il faut conclure que pour l'amalgamation du sulfure d'argent, lorsque l'argile sert de gangue, l'absence de l'eau paraît la condition la plus favorable pour obtenir un plus grand rendement. Bien que nous ne voulions pas attacher à cette conclusion une trop grande importance vu le nombre et la nature de nos essais, cependant nous croyons devoir signaler à l'attention des métallurgistes ce fait, que dans l'amalgamation directe de l'argent sulfuré associé à une gangue argileuse, il paraît plus convenable d'opérer à sec qu'avec intervention de l'eau.

En outre, le même tableau fait ressortir l'inutilité d'un excès de mercure, car non-seulement les rendements sont loin d'être proportionnels aux

quantités de mercure, mais ils n'augmentent pas beaucoup avec la proportion de ce métal. C'est ce qui résulte de la comparaison des moyennes tirées des expériences faites, à différents degrés de liquidité, avec des quantités croissantes de mercure.

L'amalgamation n'est pas notablement favorisée par la présence d'un grand excès de mercure.

Quantité du mercure.	Moyennes des rendements obtenus à différents états de la pâte.
1° *Avec oxyde de fer.*	
gr. 6,05 = 1	24
26,00 = 4	30
2° *Avec argile.*	
6,50 = 1	9,4
13,00 = 2	9,1
19,50 = 3	9,5

Ainsi il n'y a qu'une moyenne sur cinq qui représente un rendement notablement plus fort; mais l'augmentation est seulement d'un quart, tandis que la quantité de mercure est quadruple.

Conclusions relatives aux proportions de mercure qu'il convient d'employer.

Dans l'amalgation directe des matières argentifères chlorées et sulfurées, que la gangue soit de l'oxyde de fer ou bien de l'argile, on voit, d'après ces dernières expériences et d'après celles déjà exposées concernant le chlorure d'argent, que l'emploi d'un grand excès de mercure est inutile ou du moins peu avantageux. On peut regarder comme assez convenable et à peu près suffisante la proportion entre la masse argentifère et le mercure qui correspond à la quantité minimum de mercure employé dans nos expériences; or cette proportion se rapproche beaucoup du rapport 1:0,50 qui est usité à Freyberg; là en effet, on emploie pour 1000 de minerai 500 de mercure; dès qu'il y a assez de mercure pour baigner

le sulfure ou le chlorure d'argent contenu dans le minerai, on comprend que l'action doit avoir lieu presque aussi bien que si l'on met un très-grand excès de ce corps.

Sulfure d'argent plus facilement réductible que le chlorure par le mercure.

Nous devons faire remarquer un fait que nous verrons encore se répéter sans exception dans les nombreuses expériences dont il nous reste encore à rendre compte, et qui apparaît avec évidence dans celles que nous venons d'exposer : c'est que la faculté réductrice du mercure est plus grande pour le sulfure d'argent que pour le chlorure. On sait que la réduction de cette dernière substance au moyen du mercure est très-lente, surtout lorsqu'il n'y a pas d'eau, tandis que le simple contact du mercure suffit pour la réduction du sulfure; mais nous ne pensons pas que l'on ait assigné le rapport qui existe entre les rendements obtenus dans le même temps par l'amalgamation directe du chlorure et du sulfure d'argent : nos essais vont faire voir que ce rapport est assez élevé.

Proportions de chlorure et de sulfure d'argent réduits par le mercure dans le même temps.

Considérons d'abord le cas où l'oxyde de fer sert de gangue et où le mélange soumis à l'amalgation est amené à l'état de pâte demi-liquide; nous trouvons que, toutes choses égales d'ailleurs, le chlorure d'argent réduit est au sulfure également réduit :: 1 : 2,74. Considérons le cas où l'argile sert de gangue, toutes les autres conditions restant les mêmes, nous trouverons que la réduction du chlorure est à celle du sulfure :: 1 : 1,76. Ainsi, en exprimant la réductibilité du chlorure par 1, il y a une différence en faveur du sulfure d'argent exprimée, dans un cas par 1,74 et dans l'autre par 0,76.

Tout ce que nous venons de dire se rapporte à des

résultats obtenus avec des produits artificiels. Peut-être que si l'on opérait avec des produits naturels, ces rapports subiraient des modifications : nous avons cru cette question assez intéressante pour tâcher de la résoudre au moyen de l'expérience. Dans ce but nous avons soumis à l'amalgation pendant cinquante heures deux mélanges composés chacun de 10 grammes d'oxyde de fer, 14 grammes de mercure et 5 grammes d'eau; l'un des deux renfermait 0^g,100 chlorure d'argent naturel encore associé à de la gangue; l'autre renfermait 0^g,100 sulfure naturel d'argent détaché de sa gangue. Voici les résultats que nous avons obtenus et que nous exprimerons en centièmes de la matière argentifère soumise à l'expérience. **Expérience faite avec des produits naturels.**

Argent obtenu par l'amalgamation du	
chlorure d'argent naturel.	sulfure d'argent naturel.
10,4	38

Ainsi, même dans le cas de produits argentifères naturels, le sulfure d'argent est bien plus facilement réduit que le chlorure; il y a même dans ce cas une différence beaucoup plus considérable que celle observée dans l'essai exécuté avec des produits artificiels : nouvelle preuve, à notre avis, du rôle retardateur que peut jouer l'adhérence des produits argentifères a leurs gangues. En effet, le chlorure d'argent qui a servi à notre essai était naturellement engagé dans environ 0,500 de fer oxydé, tandis que le sulfure d'argent naturel était en écailles, mais sans mélange de gangue. Tandis que le premier n'a cédé que 1/10 de son métal, le second, dans les mêmes circonstances, en a cédé près des 2/5 : en sorte que ces deux rendements **Remarques sur ce résultat.**

sont entre eux :: 1 : 3,65, tandis que le rapport des rendements fournis par les produits correspondants artificiels est :: 1 : 2,63.

Nous le répétons, la principale cause de cette différence nous semble provenir de l'adhérence du chlorure d'argent à la gangue qui l'accompagne dans la nature.

Expériences sur l'amalgamation du sulfure d'argent mélangé de différentes gangues.

Nous passerons maintenant à la discussion des essais faits avec différentes gangues. Nous avons opéré avec les mêmes matières qui nous ont servi pour étudier l'influence de la gangue sur l'amalgamation directe du chlorure d'argent. Ainsi le poids de la gangue a été de 10 grammes pour chaque essai, le poids du mercure a été de 13 gr., et celui du sulfure d'argent de $0^{g},114$ = argent métallique $0^{g},1000$; la pâte a été réduite à un état de demi-fluidité; toutes les expériences ont été faites dans le même temps, et la rotation a duré trente heures.

Voici les résultats :

Nature de la gangue contenant 0gr.,1148 de sulfure d'argent, ce qui correspond à 1000 d'argent métallique.	Argent retiré par voie d'amalgamation et exprimé en millièmes de la masse totale.
Argile.	26
Craie.	40
Oxyde de fer argilo-hydraté. . . .	71
Sable.	93
Brique.	120
Baryte sulfatée.	173
Marbre.	229

Influence défavorable des gangues grasses.

On voit se reproduire pour le sulfure d'argent le même fait que nous avons signalé pour le chlorure; c'est-à-dire que les gangues grasses sont, à l'inverse des maigres, très-défavorables à l'amalga-

mation. En effet, nous voyons l'argile et la craie, capables de communiquer de la viscosité à la pâte, donner les plus faibles rendements, tandis que les plus forts correspondent aux gangues maigres.

Comparaison avec les résultats relatifs au chlorure d'argent.

Pour plus de clarté, nous allons comparer cette série de résultats à celle qui se rapporte au chlorure d'argent et que nous avons déjà vue précédemment.

Nom de la gangue.	Rendements de la série du chlorure d'argent.	Rendements de la série du sulfure d'argent.
Argile.	14	26
Craie.	37	40
Oxyde de fer argilo-hydraté.	77	71
Sable.	94	93
Marbre saccharoïde.	100	229
Brique.	107	120
Baryte sulfatée..	153	173

A part ce fait, que le sulfûre d'argent donne en général des rendements plus élevés que le chlorure (fait que nous avons déjà observé dans d'autres occasions), on voit que dans les deux séries le sens de l'influence de chaque gangue est le même. Il y a une exception cependant, sur laquelle il faut que nous insistions : dans la série du chlorure d'argent le marbre saccharoïde se place entre le sable et la brique ; dans la série du sulfure il se place, au contraire, à la suite du sulfate de baryte, et prend le rang le plus élevé parmi les gangues maigres. En discutant la série du chlorure d'argent nous avons fait entrevoir la possibilité que le faible rendement de la matière contenant de la craie ne serait pas seulement la conséquence de la grande ténuité de cette gangue, mais peut-être aussi d'une action chimique exercée sur le chlorure.

La différence notable que nous venons de signaler entre les rendements où le marbre sert de gangue semble venir à l'appui de cette action chimique. En effet, on ne peut guère concevoir pourquoi le marbre donne 100 avec le chlorure d'argent et 229 avec le sulfure, tandis que les différences pour les autres gangues sont loin d'être si élevées. L'explication deviendrait aisée si l'on admettait que dans le cas du plus faible rendement le marbre n'a pas joué seulement le rôle de gangue, mais encore celui d'agent chimique de décomposition. Toutefois nous devons faire observer que cette présomption n'est pas appuyée par le résultat de l'expérience, dans laquelle le sulfure d'argent a eu pour gangue de la craie : dans ce cas, en effet, où la craie ne doit pas avoir exercé d'action chimique, le rendement n'a pas surpassé notablement celui obtenu dans l'expérience où la craie servait de gangue au chlorure d'argent.

Remarques concernant le sulfate de baryte. D'après M. Winkler, le sulfate de baryte ne favoriserait pas l'amalgamation à cause de la densité des couches que cette matière formerait dans les tonneaux d'amalgamation.

Dans nos expériences, nous n'avons pas observé d'effet défavorable produit par cette gangue. Nous ne pouvons rien dire au sujet de cette différence, car l'ouvrage de M. Winkler ne contient pas les détails des faits par lesquels est motivée son assertion. Cependant les indications de M. Winkler doivent se rapporter au cas où les minerais ont été grillés, puisqu'il parle des entraves apportées par le sulfate de baryte dans l'amalgamation saxonne; mais nous n'avons remarqué rien de semblable même dans l'état de l'amalgamation précédée d'un grillage.

Conclusions générales sur l'influence des diverses gangues dans l'amalgamation du chlorure et du sulfure d'argent.

En invoquant les résultats obtenus par voie humide et par voie sèche relativement à l'influence des gangues, nous pouvons nous résumer ainsi :

1° Dans l'amalgamation par voie humide, les gangues capables de communiquer à la pâte un certain degré de viscosité entravent l'opération ; les gangues denses et maigres la favorisent au contraire.

2° Dans l'amalgamation précédée de chloruration, soit à chaud, soit à froid, la gangue calcaire, indépendamment de son état physique, peut affaiblir le rendement à cause de l'action décomposante qu'elle paraît être susceptible d'exercer sur le chlorure d'argent et sans aucun doute sur le magistral.

3° La présence des gangues argilo-siliceuses (grauwacke et schistes argileux) paraît être peu favorable à l'amalgamation, lorsque celle-ci est précédée par un grillage où il a pu se former du silicate d'argent.

4° L'argile, qui de toutes les gangues est la plus défavorable, peut acquérir des propriétés meilleures, si elle a été soumise à une forte calcination, et qu'on ait évité toutefois la formation de silicate d'argent que les métaux ne décomposent pas à froid.

5° Finalement, le sulfate de baryte, quel que soit le genre d'amalgamation, pourvu que l'argent se trouve à l'état de chlorure, semble être de toutes les gangues une des plus favorables à un bon rendement. Si l'amalgamation s'effectuait directement sur du sulfure d'argent, le carbonate calcaire lamelleux serait une des meilleures gangues.

Influence des sels dans l'amalgamation directe du sulfure d'argent.

Utilité d'expériences ayant pour objet l'étude de l'influence des sels dans l'amalgamation directe du sulfure d'argent.

Avant d'étudier la chloruration du sulfure d'argent par voie humide, il faut que nous examinions si la présence des sels, et particulièrement des sulfates, ne facilite pas son amalgamation. On sait que ce minéral, qu'il soit simple ou complexe, se laisse amalgamer directement, mais avec lenteur; aussi on le transforme en chlorure pour en rendre l'amalgamation plus prompte, ce qui n'arrive cependant que si le mercure agit concurremment avec le fer ou le cuivre; en d'autres termes, lorsque le mercure se trouve dans une condition galvanique. Or cette condition atteint le plus haut degré d'efficacité en présence de liquides conducteurs; mais cette propriété des liquides tient à la présence des sels. Il importe donc d'apprécier l'influence indirecte des sulfates, même en présence du sulfure d'argent, car dans la chloruration de ce sulfure une partie du minéral peut conserver sa nature, et alors l'amalgamation s'effectuera sur un mélange de chlorure et de sulfure d'argent. Nous connaissons déjà l'action des sulfates dans l'amalgamation du chlorure, mais avant de passer outre nous voulons constater s'ils influent aussi sur l'amalgamation directe du sulfure d'argent.

Conditions des expériences.

Nous avons effectué des expériences semblables à celles qui avaient pour objet le chlorure d'argent; seulement nous avons remplacé ce composé par du sulfure. Ainsi vingt-trois heures de rotation d'une pâte demi-liquide, formée d'un mélange de 10 grammes d'argile, $0^{g},200$ de sulfure d'argent artificiel, correspondant à $0^{g},174$ d'argent mé-

tallique, et 5 grammes d'un sulfate cristallisé, ont donné les résultats suivants, que nous traduirons en millièmes de la quantité totale d'argent contenue dans chaque mélange.

ARGENT obtenu par l'amalgamation directe du sulfure d'argent en présence de			
sulfate de fer.	alun.	sulfate de cuivre.	mercure seul sans sels (témoin).
87,9	65,3	139,0	48,8

On voit de suite la différence qu'il y a entre les rendements obtenus en l'absence ou en présence d'un sel. Si l'on prend pour unité le résultat donné par le témoin, on a en effet : Influence favorable des sulfates.

Témoin.	1,00
Alun.	1,34
Sulfate de fer. . .	1,80
Sulfate de cuivre.	2,83

Dans l'amalgamation directe du sulfure d'argent, la bonne influence du sulfate de cuivre l'emporte sur celle des autres sels, tandis que pour le chlorure d'argent c'est au contraire l'alun qui l'emporte. Si, d'un autre côté, on ne considère que la moyenne des rendements fournis par les sels, on trouve qu'elle est au rendement du témoin : : 1 : 0,50. Souvenons-nous maintenant que pour le chlorure d'argent ce rapport est : : 1 : 0,44, et concluons que non-seulement les sulfates agissent favorablement sur l'amalgamation du sulfure et du chlorure d'argent, mais qu'ils sollicitent davantage la réduction de ce dernier.

Action des chlorures de cuivre sur le sulfure d'argent.

Expériences concernant le temps nécessaire à la chloruration du sulfure d'argent.

Nous avons vu dans la seconde partie de ce travail quels sont les phénomènes auxquels donne naissance l'action du bichlorure de cuivre sur le sulfure d'argent. Il est donc inutile d'en reproduire ici la description; on se limitera à examiner cette action sous le rapport de sa durée et des variations qu'elle peut présenter suivant qu'on modifie les conditions de l'expérience. On a fait tous les essais avec du sulfure d'argent naturel, vu que l'on a pu en avoir de très-pur; quelquefois il a été associé artificiellement à de la gangue, et le plus souvent il a été essayé seul; tantôt on a employé du bichlorure de cuivre seul ou associé à du sel marin, tantôt on a employé le sel marin et le sulfate de cuivre : l'action a duré deux mois en présence de l'air; les mélanges étaient contenus dans des flacons mal bouchés qu'on remuait de temps en temps tous à la fois. Dans chaque essai le poids du sulfure d'argent a été de $0^{g},110$ correspondant à $0^{g},132$ de chlorure. La gangue, quand il y en avait, était de l'oxyde de fer, et son poids était de 10 grammes.

Voici les résultats, que nous exprimerons en centièmes de la quantité de chlorure d'argent qu'aurait donné le sulfure si sa chloruration avait été complète.

CHLORURE D'ARGENT obtenu :				
1° Par l'action de 30 c.c. de dissolution contenant 0gr.,300 de bichlorure de cuivre sur le sulfure d'argent seul.	2° Par l'action de 30 c.c. de dissolution contenant 0gr.,300 de bichlorure de cuivre, sur le sulfure d'argent associé à de la gangue.	3° Par l'action de 5 c.c. de dissolution contenant 0gr.,300 de bichlorure de cuivre, sur le sulfure d'argent associé à de la gangue.	4° Par l'action de 30 c.c. de dissolution contenant 0gr.,300 de bichlorure de cuivre et 0gr.,272 chlorure de sodium, sur le sulfure d'argent seul.	5° Par l'action de 300 c. c. de dissolution contenant 5 grammes de sulfate de cuivre cristallisé et 2gr.,5 de sel marin sur le sulfure d'argent seul.
34	traces.	21	65	65

On voit tout d'abord combien est lente l'action du bichlorure de cuivre sur le sulfure d'argent. Dans les circonstances les plus favorables, c'est-à-dire en présence du sel marin, deux mois de temps n'ont suffi que pour chlorurer les deux tiers environ du sulfure; et en l'absence de sel marin, pendant ce même laps de temps, le sulfure d'argent, mêlé à de la gangue (teneur du mélange=1 %), a été à peine attaqué.

Action lente du bichlorure de cuivre.

Parmi les autres résultats, il en est un qui mérite une attention spéciale; il consiste en ce que, dans le cas où le sel marin a agi en concurrence avec le bichlorure de cuivre, le produit a été plus considérable que là où ce dernier a agi seul. Ce fait explique pourquoi tous les ouvrages répètent que le sulfure d'argent n'est attaqué par le bichlorure de cuivre qu'en présence du sel marin. Cependant cette assertion n'est pas exacte, si on la prend dans un sens absolu. Il est évident que si les auteurs qui affirment un pareil fait avaient notablement prolongé la durée de leurs expériences, ils auraient vu que la présence du sel marin

Action du bichlorure de cuivre accélérée par la présence du sel marin.

est une condition accélératrice, mais non indispensable. Il était d'autant plus facile de se faire illusion que, même en prolongeant l'action pendant deux mois avec le bichlorure seul, on aurait pu n'aboutir à aucun résultat si le sulfure d'argent avait été associé à beaucoup de gangue, et si la dissolution chlorurante n'avait pas été concentrée. On voit en effet, par ce tableau, qu'une dissolution décime de bichlorure de cuivre n'a produit qu'un effet presque nul sur un mélange à 0,0011 de sulfure d'argent, quoique l'action ait duré deux mois, et ce n'est qu'en concentrant jusqu'à un sixième de son volume primitif la dissolution que, dans le même laps de temps, on est parvenu à chlorurer la cinquième partie du sulfure. Au reste, le produit fourni par le bichlorure de cuivre seul est à celui fourni par le bichlorure et le sel marin à peu près : : 1 : 2, et ce rapport n'a point changé, même lorsque le bichlorure de cuivre, accompagné de sel marin, a été remplacé par du sulfate et du sel marin.

Rôle complexe du sel marin dans la chloruration du sulfure d'argent.

Il n'est pas facile de saisir de prime abord le rôle complexe que joue le sel marin pendant la chloruration du sulfure d'argent. Dira-t-on qu'en dissolvant le chlorure de ce métal à mesure qu'il se forme, il nettoie la surface du sulfure et la dispose ainsi à une nouvelle réaction ? C'est en effet ce qui doit avoir lieu ; mais ce rôle est probablement limité et doit cesser dès que le liquide salin est saturé de chlorure d'argent ; ce qui doit arriver assez promptement. Dira-t-on que le sel marin, en dissolvant le protochlorure de cuivre à mesure qu'il se forme, présente au sulfure d'argent un nouveau principe réducteur qui hâte par sa présence la transformation désirée? On pourrait en

douter, car on sait qu'une dissolution de protochlorure de cuivre dans le sel marin se décompose si vite par l'action de l'air, qu'en peu de temps tout le protochlorure s'en sépare sous forme d'oxychlorure. Cependant on ne pourrait éclaircir cette question qu'en précisant le mode d'action du protochlorure de cuivre sur le sulfure d'argent.

Action réductrice du protochlorure de cuivre non dissous sur le sulfure d'argent.

Lorsque le protochlorure de cuivre agit sur le sulfure d'argent soit à chaud, soit à froid, il le réduit à l'état métallique avec formation de bichlorure et de sulfure de cuivre. Le fait est facile à constater. Que l'on introduise un mélange de protochlorure de cuivre, de sulfure d'argent et d'eau dans un flacon : si au bout d'une demi-heure on enlève le protochlorure par l'ammoniaque, il restera une matière grisâtre qui n'est autre chose qu'un mélange d'argent métallique de sulfure de cuivre et de sulfure d'argent. On peut mettre en évidence la nature de ce mélange par le mercure aussi bien que par l'acide azotique faible (1). Si l'on veut que la réduction du sulfure d'argent marche avec plus de célérité, on n'a qu'à faire bouillir le mélange : dans ce cas il suffit de quelques instants pour que la réduction soit presque complète. Le protochlorure de cuivre, même non

(1) On peut faire l'analyse d'un mélange d'argent métallique et de sulfure d'argent de la manière suivante. On verse sur le mélange de l'acide azotique étendu de six à huit parties d'eau, et on chauffe peu à peu jusqu'à l'apparition de quelques bulles gazeuses : alors on refroidit le récipient et on l'abandonne à lui-même; les petites bulles continueront à se dégager tant qu'il y aura une trace d'argent métallique, et le résidu sera du sulfure; si l'on chauffait trop au commencement, une légère portion de sulfure pourrait se dissoudre.

dissous, réduit donc le sulfure d'argent par le simple contact, sans qu'il paraisse se former de chlorure d'argent.

Action du protochlorure de cuivre dissous dans une solution de sel marin.

Voyons maintenant ce qui arrive lorsque le protochlorure de cuivre est à l'état de dissolution et prêt à se transformer en oxychlorure par l'action de l'air.

Nous avons dissous dans 40 grammes d'eau salée 2 grammes de protochlorure de cuivre fondu, et nous avons mis en contact avec ce liquide $0^{g},200$ de sulfure d'argent artificiel : l'on a introduit le tout dans un flacon non bouché que l'on a agité deux fois toutes les vingt-quatre heures. Au bout de huit jours on a étendu la masse d'eau et après quelques instants de repos on a décanté le liquide : le dépôt, formé principalement d'oxychlorure, a été traité par l'ammoniaque ; ce réactif a tout dissous moins une matière grenue de couleur grisâtre. La dissolution ammoniacale d'un bleu intense après avoir été saturée par de l'acide azotique, a mis en liberté du chlorure d'argent : la matière grenue grisâtre était un mélange d'argent métallique, de sulfure d'argent et de sulfure de cuivre. Si on répète toutes ces expériences avec de l'argent rouge (sulfoantimoniure d'argent), on obtiendra encore des résultats semblables, à cela près cependant qu'ils seront plus lents à se réaliser.

Il est donc prouvé que le protochlorure de cuivre même dissous, c'est-à-dire dans les circonstances les plus favorables pour qu'il se transforme en oxychlorure, réduit à l'état métallique le sulfure d'argent simple ou complexe, et alors il se forme aussi un peu de chlorure d'argent.

On conçoit maintenant l'influence complexe que le sel marin exerce dans l'amalgamation amé-

ricaine. Il concourt avec le magistral à la formation du bichlorure de cuivre; il dissout le protochlorure et facilite ainsi la faculté réductrice de cette dernière substance; enfin il dissout le chlorure d'argent et le rend plus attaquable par le mercure métallique en même temps qu'il met à découvert de nouvelles surfaces du composé argentifère. On conçoit également toute l'importance du rôle que joue le protochlorure de cuivre dans l'amalgamation; il la facilite en réduisant à l'état métallique l'argent engagé dans des combinaisons sulfurées plus ou moins complexes.

Influence du sel marin et du protochlorure de cuivre dans l'amalgamation américaine.

Remarques sur un procédé proposé par M. Bowring.

D'après ces résultats, on s'explique d'une manière très-simple pourquoi M. Bowring, en introduisant dans l'opération du patio une substance qui renferme du protochlorure de cuivre, obtient des rendements considérables: mais la théorie qu'il a proposée nous semble dénuée de fondement. Il suppose que dans l'amalgamation américaine (*beneficio de patio*) le bichlorure de cuivre formé par le mélange du sel marin et du sulfate de cuivre se change, au contact du mercure, en protochlorure, et que ce dernier se convertit en oxychlorure par l'absorption de l'oxygène atmosphérique. C'est en effet ce qui doit avoir lieu; mais M. Bowring attribue ensuite à l'oxychlorure de cuivre une action particulière sur le sulfure d'argent, action de laquelle résulteraient la réduction de l'argent à l'état métallique et la formation d'acide sulfurique (1).

(1) La manière de voir de M. Bowring est basée sur une expérience qui est décrite dans les Annales de Physique et de Chimie, 3e série, t. XIII, p. 250; mais les conclusions qu'il en tire ne nous paraissent pas fondées; car il fait un mélange à la température de l'eau bouillante des dissolutions de sulfate de cuivre et de sel marin avec du

Mais un essai direct nous a prouvé que l'oxychlorure de cuivre n'exerce pas d'action sensible sur le sulfure d'argent, et l'on est ainsi ramené à l'ancienne théorie de la chloruration de l'argent sous l'influence du bichlorure de cuivre, sauf certaines modifications à cette théorie que nous avons déjà indiquées et sur lesquelles nous reviendrons plus loin.

En résumé, le protochlorure de cuivre étant doué d'une faculté réductrice sur le sulfure d'argent simple ou complexe, on conçoit que plus il y aura de ce principe réducteur, plus l'amalgamation marchera promptement.

Explication du rôle que joue le sel marin dans la chloruration du sulfure d'argent par le bichlorure de cuivre.

Les faits que nous venons d'exposer concernant l'action du protochlorure de cuivre sur le sulfure d'argent, jettent du jour sur le rôle que joue le sel marin dans la chloruration de ce sulfure. Il semble dissoudre le protochlorure de cuivre, dont l'action réductrice se trouve par cela même exaltée: en sorte que le sulfure d'argent étant exposé à l'action du magistral et du sel marin subit une double influence : premièrement celle du bichlorure de cuivre qui tend à le chlorurer; secondement celle du protochlorure dissous qui tend à le réduire. Il faut ajouter une troisième influence indirecte, mais non moins importante, à savoir celle qu'exerce, en vertu de sa force dissolvante, le sel marin en nettoyant la surface du sulfure d'argent à mesure qu'elle se recouvre de chlorure.

---

cuivre métallique, et il présume qu'il se forme de l'oxychlorure de cuivre, qui réagit sur le sulfure d'argent et le décompose. Or cette décomposition, qui a lieu réellement dans les conditions où opère M. Bowring, ne saurait être attribuée à l'oxychlorure de cuivre proprement dit, et surtout lorsqu'il agit à la température ordinaire.

Avant de quitter ce sujet, comparons sommairement l'action du protochlorure de cuivre sur le chlorure et le sulfure d'argent. Ainsi que nous venons de le voir, le protochlorure de cuivre dissous ou non dissous réduit le sulfure d'argent ; mais à proprement parler, il ne réduit pas le chlorure, il le ramène seulement à l'état de sous-chlorure : cette demi-réduction n'a lieu qu'autant que le chlorure d'argent n'est pas dissous quel que soit l'état du protochlorure de cuivre. Lorsque les deux chlorures sont à l'état de dissolution, ils ne paraissent pas agir l'un sur l'autre, à moins que les produits de l'action ne soient ramenés, à mesure qu'ils se forment, à leur état premier par le sel marin qui sert de dissolvant. **Actions comparatives qu'exerce le protochlorure de cuivre sur le sulfure et le chlorure d'argent.**

Action des métaux et du protoxyde de cuivre sur l'amalgamation directe du sulfure d'argent.

Nous avons déja vu l'influence remarquable que certains sels exercent dans l'amalgamation directe de l'argent chloré ou sulfuré. Ils peuvent, par leur présence, doubler le rendement, toutes choses égales d'ailleurs. Nous rappelons ce fait parce que nous allons prouver que l'influence exercée par certains métaux sur l'amalgamation directe du sulfure d'argent serait nulle sans l'intervention des sels : or il est bon de savoir quelle peut être la part qui revient à ces substances dans le résultat final qu'elles produiront en concurrence avec d'autres agents. **Observations préliminaires.**

Avant d'entrer dans les détails des expériences destinées à établir la mesure de la bonne influence exercée par quelques métaux dans l'amalgamation

du sulfure d'argent, il faut que nous fassions connaître quelques essais préalables qui nous ont déterminés à étudier une action encore inconnue.

On sait que beaucoup de corps et même l'hydrogène peuvent désulfurer l'argent par voie sèche; mais on ignore que l'on peut au moyen des métaux atteindre le même but par voie humide. Aussi, pour justifier des expériences dont la conception pourrait sembler irrationnelle, nous allons dire quelques mots sur le fait qui nous les a suggérées.

Réductibilité du sulfure d'argent par différentes substances.

A la suite d'un de ces essais superficiels que les chimistes font très-fréquemment dans leurs laboratoires, nous avions observé qu'un sulfure d'argent lavé sans soin, ayant une réaction acide, devenait grisâtre par une courte ébullition en présence du fer ou du cuivre; d'un autre côté, rien de pareil n'avait lieu si l'on opérait avec du sulfure d'argent bien lavé. A cette observation succédèrent de nombreux essais qui nous prouvèrent : 1° qu'il y a des sulfures, entre autres, celui d'argent, que l'hydrogène naissant peut réduire; 2° qu'il y en a que le fer réduit par voie humide, mais à la température de + 100 degrés : 3° que le sulfure d'argent peut être réduit à cette même température par le fer et plus facilement encore par le cuivre et son protoxyde, pourvu que l'on fasse intervenir de l'alun, ou du sulfate de fer, ou du sulfate de cuivre (1).

(1) Voici les sulfures qui dégagent de l'hydrogène sulfuré, lorsqu'on les traite en présence du fer par de l'acide sulfurique étendu : sulfures artificiels d'argent, de cuivre, de bismuth fondu, de mercure non sublimé, et la pyrite de cuivre. Les sulfures suivants ne nous ont pas donné le moindre indice de réduction : sulfures de plomb, de mercure (rouge), d'antimoine, d'étain noir et jaune, de

Pour ne pas nous distraire de notre sujet principal, nous ne nous occuperons que de ce qui est relatif à la réduction du sulfure d'argent et nous procéderons par la même méthode que nous avons déjà suivie en exposant les résultats d'expériences analogues, faites avec le chlorure d'argent.

Nous dirons d'abord que l'action réductrice du fer est très-faible lorsqu'on la compare à celle du cuivre : nous croyons même inutile de rapporter ici des expériences pour le prouver. Occupons-nous donc de l'action simultanée du cuivre et des sels.

Expériences sur la réductibilité du sulfure d'argent par le cuivre accompagné de sulfate.

La manière dont nous avons opéré, ainsi qu'on va le voir, permet de ne pas confondre cette action avec celle toute particulière que le cuivre pourrait exercer par son contact avec le mercure. En effet, nous avons tenu pendant trois heures, dans trois matras séparés contenant 100 grammes d'eau bouillante, 0^g,110 de sulfure d'argent (=0^g,100 d'argent métallique) naturel, 10 grammes d'oxyde de fer, 10 grammes de cuivre en lames, et 10 grammes d'un des trois sulfates ordinaires (alun, sulfate de fer, sulfate de cuivre). Ensuite après avoir enlevé le cuivre et les dissolutions salines, et après avoir ramené les résidus à l'état de pâte demi-liquide, on a ajouté à chacun d'eux 20 grammes de mercure et on a tourné les mélanges pendant dix heures. En

---

cadmium, d'arsenic (*), d'argent et d'arsenic, de plomb et d'antimoine, de cuivre et d'arsenic. Mais la plus grande partie de ces derniers sulfures est sensiblement réduite par le fer métallique sous l'influence de l'eau bouillante.

(*) D'après M. Filhol, le sulfure d'arsenic est réduit très-lentement dans l'appareil de Marsh.

considérable. On a vu que ce même sulfure d'argent naturel qui dans l'espace de deux mois n'a cédé à l'action chlorurante du magistral que les 9/13 de sa masse, par trois heures d'ébullition en a cédé 4/5 à l'action combinée du cuivre et des sels, sans compter que dans le premier cas le sulfure était isolé et que dans le dernier il était associé à de la gangue. De là il semble résulter que les procédés ordinaires d'amalgamation peuvent être notablement modifiés; mais nous n'oublierons pas que nos expériences n'ont été faites jusqu'à présent qu'avec du sulfure simple d'argent : or une grande partie des minerais argentifères renferme non-seulement l'argent à l'état de sulfure simple et multiple, mais aussi d'autres sulfures métalliques, lesquels une fois réduits pourraient singulièrement entraver l'amalgamation; et tant que nous n'aurons pas étendu nos recherches à cette classe de substances, il nous sera difficile de tirer des conclusions positives. C'est pourquoi nous allons étudier l'action simultanée des métaux et des sulfates ainsi que celle du magistral sur l'argent rouge, pour passer ensuite à l'étude des minerais argentifères de nature très-variée. Nous regrettons d'avoir été forcés, faute de matière, de limiter nos essais à deux sulfures doubles d'argent (le sulfantimoniure et le sulfarséniure). Nos regrets sont d'autant plus vifs, qu'au dire de plusieurs métallurgistes et notamment de M. Saint-Clair Duport, les sulfures argentifères complexes ne sont pas tous également dociles à l'amalgamation; il y aurait eu sans doute beaucoup d'intérêt à étudier comparativement une série de sulfures, arséniures et autres composés d'argent bien caractérisés, pour déterminer avec

le protoxyde de cuivre ne peut pas désulfurer l'argent par la voie humide. Voici les résultats.

ARGENT obtenu par l'amalgamation du sulfure d'argent mélangé à une gangue d'oxyde de fer			
soumis à l'action préalable du protoxyde de cuivre et			sans avoir subi l'action préalable du protoxyde de cuivre et des sels (témoin).
1° de l'alun.	2 du sulfate de fer.	3° du sulfate de cuivre.	
53,0	45,5	55,9	traces.

Remarques sur les résultats obtenus.

Bien que la quantité d'argent obtenue par l'intervention du sulfate de fer soit relativement moindre que celle obtenue par les deux autres sels, on ne remarque pas toutefois une grande différence ; d'un autre côté, l'action générale a été moins prononcée que celle du cuivre. En effet, en employant ce métal nous avons vu que deux sels sur trois ont réduit les 4/5 du sulfure d'argent, tandis que par l'emploi du protoxyde, la moyenne de la réduction opérée avec l'aide des trois sels n'a pas dépassé la moitié. Ainsi le protoxyde et les sels désulfurent l'argent, mais moins efficacement que le cuivre métallique.

Possibilité d'obtenir une amalgamation directe et rapide du sulfure d'argent.

D'après toutes ces expériences, on voit que dans certaines conditions l'amalgamation directe du sulfure d'argent est presque aussi facile que celle du chlorure ; et si la température de l'ébullition de l'eau, si l'emploi du cuivre et de certains sels sont nécessaires, en revanche l'économie de temps est

Conséquences de ces expériences.

On voit d'abord que le sulfarséniure a été attaqué beaucoup plus lentement que le sulfantimoniure, car trois mois d'action n'ont transformé que 10 p. 100 du premier, tandis que deux mois ont suffi pour chlorurer la moitié du second. On remarquera aussi un contraste assez singulier entre la manière dont le bichlorure de cuivre avec et sans sel marin a agi sur le sulfure simple d'argent et sur le sulfantimoniure. Dans le second cas, la présence du sel marin paraît avoir plutôt entravé que favorisé la chloruration, tandis que le contraire a eu lieu pour le sulfure simple d'argent, dont la chloruration sans sel a été à celle opérée avec l'aide de sel : : 1 : 2. Cela prouve combien il est difficile de généraliser et combien il serait important de varier les observations. Quoi qu'il en soit, il résulte de ces essais que les sulfures argentifères complexes se laissent attaquer par le magistral moins facilement que le sulfure simple : ce qui est d'accord avec tout ce que l'on sait à ce sujet dans l'amalgamation américaine.

Action simultanée des sels et des métaux sur l'argent rouge.

Remarques préliminaires relatives au fer métallique.

On admettra facilement, d'après ce que nous avons vu plus haut, que le fer à froid n'a aucune action sur l'argent rouge, puisqu'il n'en a pas sur l'argent sulfuré simple. Aussi nous croyons-nous dispensés de produire les expériences qui constatent cette inertie. A chaud et en présence des sels, le fer exerce au contraire une action, mais elle est si faible qu'elle mérite à peine d'être signalée.

Nous parlerons donc seulement de l'action du

cuivre et de son protoxyde, action sollicitée par la présence des sels.

Pour ne pas tomber dans des redites fatigantes, il nous suffira de faire observer que nous avons procédé pour l'argent rouge de la même manière que pour le sulfure simple d'argent. La quantité de matière soumise à l'essai contenant 0,100 d'argent, nous exprimerons les résultats en centièmes de cette quantité.

Expériences concernant l'action du cuivre et de son protoxyde aidée de sulfates.

NATURE des matières.	ARGENT OBTENU EN PRÉSENCE			EXPÉRIENCES exécutées sans sels ni cuivre, ni protoxyde de cuivre (témoins).
	1° du sulfate de fer.	2° de l'alun.	3° du sulfate de cuivre.	
Cuivre et sulfantimoniure d'argent	8,8	71	71	Néant.
Protoxyde de cuivre et sulfarséniure d'argent.	17,8	22	43	Néant.

En comparant entre eux les résultats consignés dans ce tableau, on voit se répéter un fait que nous avons eu l'occasion d'observer dans d'autres circonstances : c'est que l'efficacité du sulfate de fer est moins prononcée que celle de l'alun et du sulfate de cuivre. Cette différence tiendrait-elle à la formation de sous-sulfate de fer insoluble, provenant de l'action de l'air sur le sel neutre? Nous n'avons pas fait de recherches sur ce sujet.

Le sulfate de fer a une efficacité moindre que l'alun et le sulfate de cuivre.

Abstraction faite de cette remarque, il est évident que l'argent rouge est notablement attaqué sous l'influence des sels par le cuivre protoxydé ou métallique. Le sulfantimoniure d'argent surtout a été réduit dans la proportion des 7/10 : résultat considérable, si l'on pense que le sulfure

Décomposition de l'argent rouge par le cuivre métallique ou protoxydé, aidé sulfate.

simple d'argent, à parité de circonstances, a été réduit dans la proportion des 4/5. Le protoxyde de cuivre paraît réduire beaucoup mieux le sulfure simple d'argent que le sulfarséniure : en effet, les deux rendements obtenus sous l'influence du sulfate de cuivre sont entre eux comme 1 et 2/3. La différence sera encore plus sensible si l'on compare les effets de l'alun à ceux du sulfate de fer : dans ce cas on trouve que la réduction du sulfure est à celle du sulfarséniure : : 1 : 1/3. Quoi qu'il en soit, on peut regarder comme démontrée la facilité de réduire les sulfures d'argent simples ou complexes au moyen du cuivre protoxydé ou métallique, sous l'influence de certains sels.

Remarques sur l'application en grand des résultats de ces expériences.

Ces expériences devraient, ce nous semble, déterminer les directeurs des grandes exploitations à tenter des essais sur une plus large échelle pour voir si les procédés actuels ne pourraient pas être avantageusement modifiés.

Il est vrai que nous avons toujours opéré avec une même gangue (l'oxyde de fer), l'une de celles qui paraissent mettre le moins d'entraves à l'amalgamation ; il est vrai que les produits argentifères dont nous nous sommes servis étaient uniformément mêlés à la gangue et non adhérents ; en un mot nous nous sommes placés dans des conditions très-favorables à la réussite, conditions qu'on réalise difficilement dans les usines ; mais aussi nous ne présentons nos résultats que comme des données propres à provoquer de plus amples tentatives. Serait-il en effet irrationnel d'essayer l'application du *beneficio de cazo* à ces minerais qu'on réserve exclusivement pour le *patio*, en ayant soin de remplacer le sel marin par du sulfate de cuivre ou de l'alun accompagné de cuivre métallique en

lames? Suivant M. Saint-Clair-Duport, on a quelquefois soumis au traitement du *cazo* des minerais argentifères sulfurés, en faisant intervenir du magistral; mais la perte du mercure a été tellement considérable qu'on y a renoncé. Cet inconvénient n'aurait point lieu si l'on opérait sans employer du sel marin, car alors il ne se formerait pas du bichlorure de cuivre qui cause la perte du mercure par l'action qu'il exerce sur ce métal (1).

Dans l'amalgamation convient-il mieux de chlorurer ou de réduire le sulfure d'argent simple ou multiple?

Maintenant que nous connaissons tous ces faits, nous nous demanderons s'il vaut mieux chlorurer ou bien réduire les sulfures argentifères avant de les soumettre à l'amalgamation. Quelle que soit la réponse que les expériences précédentes nous permettront de faire à cette question, quelles que soient les conséquences qu'on pourra en déduire, toujours est-il que nous ferons les réserves nécessaires pour ce qui concerne l'application en grand. Nous savons la différence qui existe entre les expériences de laboratoire et les procédés techniques des grandes usines; il y a pour ces derniers une foule de considérations économiques dont on ne tient pas compte dans des essais en petit et qui peuvent rendre inutiles les observations les plus exactes.

Nous avons vu que les sulfures d'argent placés dans les conditions les plus favorables de chloruration exigent néanmoins un temps considérable pour se transformer. Deux mois ont à peine suffi pour que les deux tiers du sulfure simple sans gangue

(1) Il est vrai que le sulfate de cuivre n'est pas entièrement sans action sur le mercure métallique; mais cette action n'a lieu que dans de très-faibles proportions et par un long contact.

pussent se transformer en chlorure, et dans le même laps de temps on n'est pas parvenu à chlorurer la moitié du sulfure multiple, quoique toutes les conditions aient été les mêmes. Il est donc prouvé que la chloruration du sulfure d'argent est très-lente et qu'elle l'est d'autant plus que le sulfure est plus complexe : au contraire la réduction des sulfures sous l'influence du cuivre et des sels marche avec beaucoup de rapidité, puisque nous avons vu qu'en trois heures les 4/5 du sulfure simple d'argent et les 7/10 du sulfure multiple ont été réduits; et il faut bien remarquer que ces rapports n'expriment qu'un minimum, puisqu'ils sont déduits de la portion d'argent que le mercure a enlevé; mais rien ne prouve qu'une partie de l'argent désulfuré n'a pas échappé à l'amalgamation. Ajoutons que ces expériences ont été faites sur des matières argentifères associées à beaucoup de gangue, ce qui permet de supposer que la réduction aurait été plus considérable si le minéral argentifère avait été dégagé de toute substance étrangère.

La réduction directe des sulfures d'argent sous l'influence du cuivre et des sulfates est beaucoup plus rapide que leur transformation en chlorure.

Mais poussons plus loin la comparaison des deux méthodes. Dans la désulfuration de l'argent le métal est mis à nu; dans la chloruration le métal ne fait que changer le soufre pour du chlore : il faut donc que nous invoquions le souvenir de ce que nous avons déjà exposé pour déterminer s'il vaut mieux, sous le rappòrt de la rapidité et du rendement, que le mercure ait à agir sur de l'argent métallique plutôt que sur du chlorure d'argent. Les faits que nous connaissons sont très-précis à cet égard : un décigramme d'argent natif a abandonné au mercure, en deux heures et demie, un quart à peu près de sa masse : à parité de circon-

L'argent à l'état métallique s'unit plus promptement au mercure que s'il est combiné au chlore.

stances, le mercure n'a pu entamer que des traces de chlorure d'argent naturel. Cependant comme dans les deux procédés que nous comparons l'argent est transformé, soit en chlorure qui se dissout en partie dans le sel marin, soit en métal, il faut comparer les résultats de l'amalgamation effectuée sur le chlorure d'argent en présence du sel marin et sur l'argent métallique produit par réduction; or 1 décigramme d'argent métallique précipité ayant été mis en contact avec le mercure, en deux heures et demie de rotation les 937 millièmes ont été amalgamés. D'ailleurs les expériences décrites à la page 511 nous ont montré que du chlorure d'argent soumis à l'amalgamation en présence du sel marin n'a cédé en 50 heures de rotation que 46 p. 100 ou 7 1/2 p. 100, suivant les proportions de sel marin. En considérant donc l'action pure et simple du mercure, on voit qu'elle est beaucoup plus rapide lorsqu'elle s'exerce sur de l'argent à l'état de métal que si elle a lieu sur du chlorure.

Avantage d'éviter la perte théorique sur le mercure.

Jusqu'à présent tout concourt à prouver que la désulfuration est plus convenable que la chloruration, et d'autant plus qu'elle n'implique pas de perte théorique de mercure : on sait d'ailleurs que chaque atome de chlorure d'argent ne peut être réduit par le mercure qu'en chlorurant deux atomes de ce métal.

Comparaison avec le procédé dans lequel on fait agir simultanément du mercure et du fer sur le chlorure d'argent.

Mais il n'en est plus de même lorsque sur le chlorure d'argent on fait agir le mercure et le fer à la fois. Dans ce cas il n'y a pas de perte théorique de mercure, puisque le chlore se porte sur le fer; en outre les deux métaux en contact, constituant un couple voltaïque, déterminent la prompte décomposition du chlorure. Néanmoins, même dans de telles circonstances, l'amalgama-

tion n'est pas beaucoup plus rapide que celle de l'argent métallique produit par voie de réduction: le tableau de la page 484 nous montre en effet qu'en deux heures et demie de temps, sur 1.000 parties d'argent à l'état de chlorure, 996 ont été amalgamées si l'on opère en présence d'une dissolution saline, comme on le fait habituellement en grand, et 946 s'il n'y a pas de dissolution saline; or dans le même laps de temps 937 parties d'argent métallique précipité ont été amalgamées: dans ce dernier cas l'amalgamation a donc été un peu plus lente, mais la différence est très-faible et bien loin de compenser le laps de temps considérable qu'exige la chloruration des sulfures d'argent. D'ailleurs, dans le procédé qui consiste à réduire les sulfures, l'amalgamation ultérieure peut être exécutée en présence du cuivre ; or ce métal se trouvant en contact avec le mercure doit former un couple voltaïque aussi bien que le fer; dès lors il produira les mêmes effets. Nous avons déjà dit les motifs qui nous ont empêché d'amalgamer en présence du cuivre, mais nous répéterons que dans les grandes exploitations ces motifs n'existent pas. Il résulte de cette discussion que dans l'amalgamation par voie humide le procédé qui a pour but de réduire les sulfures d'argent l'emporte sur celui qui tend à les chlorurer : 1° parce que l'opération est plus rapide; 2° parce que la perte du mercure est réduite à très-peu de chose; 3° parce que le rendement en argent paraît être meilleur, surtout si le minerai contient des sulfures doubles de ce métal. Nous laissons intacte la question d'économie, qui est par sa nature très-complexe et qui varie suivant les circonstances et les localités.

La conclusion précédente ne se rapporte qu'à la réduction des sulfures d'argent au moyen du cuivre et des sels, mais point à celle que l'on peut effectuer à l'aide du protoxyde de cuivre; si ce dernier réactif l'emporte sur le magistral quant à la rapidité de l'action, il n'en est pas de même quant à la proportion des rendements. En effet, en comparant entre eux les plus élevés, on trouve pour le sulfure simple d'argent que le procédé de réduction donnant 1, celui de chloruration donne 1 1/3; pour les sulfures complexes le rapport est : : 1 : 1 1/4. La réduction par le protoxyde de cuivre n'est donc recommandable que par sa rapidité.

Remarque sur le procédé de réduction des sulfures d'argent par le protoxyde de cuivre et les sels.

Expériences relatives aux sulfures métalliques argentifères.

Dans les expériences précédentes le minerai d'argent constituait une espèce minérale bien caractérisée, et la masse environnante s'y trouvait simplement mélangée sans que les éléments eussent entre eux aucune solidarité. Nous devons maintenant considérer le cas où les minerais sont des substances plus ou moins complexes, dans lesquelles l'argent est renfermé sous une forme qui ne nous est pas parfaitement connue, les gangues pouvant d'ailleurs apporter des entraves par la variété de leur nature physique et chimique. Dans les deux parties précédentes de ce mémoire, nous avons vu que presque tous les sulfures métalliques renferment de l'argent, d'après toute probabilité à l'état de sulfure; et dans le nombre il en est qui pourraient être exploités à cause de leur richesse. D'ailleurs les minerais que l'on traite par amalgamation, soit en Europe, soit en Amérique, con-

Observations préalables.

tiennent fréquemment de semblables sulfures; mais lorsqu'il y en a une quantité considérable, ce mode de traitement donne des résultats médiocres, surtout si l'on emploie la méthode du *patio*. Ainsi non-seulement les sulfures métalliques retiennent la plus grande partie de l'argent qu'ils contiennent, mais encore ils entravent l'amalgamation des autres substances argentifères qui leur sont mélangées mécaniquement. C'est à cause de ces inconvénients qu'en Europe l'on soumet habituellement à la fonte avec des matières plombeuses les minerais chargés de sulfures métalliques, et dans le Nouveau-Monde on ne les traite par amalgamation que là où l'extrême rareté du combustible rend impraticable tout autre mode de traitement. Des deux méthodes d'amalgamation, celle où la chloruration est effectuée par voie sèche est encore préférable pour cette sorte de minerais, car le grillage qu'on leur fait subir change une grande partie des sulfures métalliques en oxydes, qui se comportent alors à la manière des gangues pierreuses et ne nuisent plus à l'amalgamation; nous verrons même que cette méthode est actuellement employée en Allemagne de préférence à la fonte pour certains produits d'usines qui sont dépourvus de plomb et dans lesquels l'argent se trouve associé en petite quantité à un ou plusieurs autres métaux et principalement à du cuivre, dont l'extraction ultérieure deviendrait plus compliquée si l'on recourait à la fonte avec addition de matières plombeuses. Nous indiquerons plus loin la série d'opérations que l'on fait subir à ces matières (mattes, speiss et cuivres noirs) pour en séparer l'argent. Par l'emploi exclusif de la voie humide, on parviendrait rarement à chlo-

rurer d'une manière complète et économique le métal précieux contenu dans ces matières ; lorsque l'on veut chlorurer à froid et sans grillage préalable des minerais chargés de sulfures métalliques, les difficultés que l'on rencontre semblent être moindres que s'il s'agissait des produits d'usines mentionnés tout à l'heure : néanmoins les résultats auxquels on arrive en Amérique sont généralement fort mauvais ; le traitement par voie humide de cette sorte de minerai est donc un objet de recherches très-digne de l'attention des savants : aussi les essais que nous avons exécutés sur ce sujet difficile ne paraîtront pas, nous l'espérons, dénués d'intérêt.

Distinction des effets qui se produisent simultanément dans l'amalgamation en grand.

Nous avons déjà vu les limites de l'action que le mercure exerce dans l'amalgamation directe des sulfures d'argent simple ou double. Nous allons étudier maintenant l'amalgamation des sulfures métalliques argentifères qui ont subi l'action préalable du magistral avec sel marin ou celle du bichlorure de cuivre. Dans les résultats dont nous allons rendre compte, il faut voir la somme des effets successifs provenant de deux actions distinctes.

Il y a d'abord les effets du magistral ou du bichlorure de cuivre, ensuite les effets du mercure. Tel n'est pas le cas de la pratique en grand, car dans le traitement du *patio*, et même quelquefois dans l'amalgamation précédée d'un grillage, le mercure agit concurremment avec le magistral ou avec les sels que le grillage préalable des minerais aurait pu engendrer. Mais on doit déjà avoir observé que nous évitons systématiquement de confondre les actions des différents agents. Notre but principal étant d'aider la pratique par la théorie, nous devons tâcher de donner aux

phénomènes le plus de précision et de netteté possible ; nous devons donc écarter des combinaisons qui nous mettraient dans l'impossibilité de faire la part de chaque action en particulier.

Action du bichlorure de cuivre sur les minéraux argentifères.

Marche suivie dans les expériences.

Nous avons soumis à l'action du magistral et du sel marin, ou bien du bichlorure de cuivre, une série de minéraux argentifères destinés à l'amalgamation ; nous avons même voulu opérer comparativement sur des mélanges connus, formés de minéraux métalliques très-pauvres et de minéraux d'argent. La durée de l'action du magistral a été de six semaines pour tous les échantillons : ensuite on a enlevé les sels de cuivre au moyen de la filtration et des lavages à l'acide acétique (1). Pendant l'action du magistral les minéraux se trou-

(1) Les sels insolubles qui peuvent se former pendant l'action du magistral sont des oxychlorures de cuivre. Nous les avons éliminés au moyen de l'acide acétique, parce qu'ils attaquent le mercure, ainsi que nous nous en sommes assurés par l'expérience : Effectivement nous avons fait une bouillie liquide avec 10 grammes d'oxychlorure de cuivre et de l'eau ; nous lui avons ajouté 18^g,5 de mercure, et le tout a été soumis à la rotation pendant cinquante heures. On a enlevé ensuite l'oxychlorure à l'aide de l'acide acétique : le mercure est resté avec une poussière grisâtre, que l'on a séparée par décantation. La poussière grisâtre n'était que du calomel, et le mercure ne pesait plus que 16^g,6. La neuvième partie du métal avait donc été attaquée. Évidemment il a dû se former du protochlorure de cuivre qui pendant les lavages acides se sera transformé en oxychlorure. Nous avons constaté que le mercure ne renfermait pas de cuivre.

vaient dans des flacons mal bouchés que l'on agitait plusieurs fois par jour.

Proportions de magistral ou de bichlorure de cuivre employées.

La quantité de magistral ou de bichlorure de cuivre était proportionnelle à la quantité d'argent contenue dans le minéral; mais dans le cas où celui-ci exerçait une action décomposante sur le bichlorure de cuivre, on mettait une quantité de ce dernier suffisante pour qu'il y en eût toujours un excès.

Les galènes, les blendes et quelques autres minéraux de nature complexe, telle que la bournonite, se sont trouvés dans ce cas. Enfin l'amalgamation de toutes ces matières a été effectuée par cent soixante-deux heures de rotation et par quarante jours de contact.

Voici le tableau des résultats, et pour que l'on puisse d'un seul coup d'œil comparer les différences qui ont lieu entre les résultats de l'amalgamation directe et ceux de l'amalgamation précédée de chloruration par voie humide, nous allons y faire entrer les éléments principaux d'expériences rapportées dans la seconde partie de ce mémoire.

Tableau comparatif des résultats obtenus par l'amalgamation directe et par l'amalgamation précédée de la chloruration par voie humide de différentes matières argentifères.

Numéros d'ordre.	NATURE DE LA MATIÈRE argentifère.	Titre de la matière exprimé en dix-millièmes.	Quantité absolue d'argent contenu dans la matière, exprimée en milligrammes.	ARGENT OBTENU 1° par l'amalgamation directe de la matière, exprimée en millièmes de l'argent contenu.	ARGENT OBTENU 2° par l'amalgamation de la matière préalablement soumise à l'action du bichlorure de cuivre.	ARGENT OBTENU 3° par l'amalgamation de la matière préalablement soumise à l'action du magistral et du sel marin.	Quantité de mercure employée à l'amalgamation.
1	Pyrite de fer et sulfure d'argent naturel.	50	50	»	466	466	gr. 14
2	Blende et sulfure d'argent.	*id.*	50	456	»	132	20
3	Galène et sulfure d'argent.	*id.*	50	500	»	32	*id.*
4	Pyrite de fer et argent rouge. . . .	*id.*	50	»	»	1000	*id.*
5	Pyrite argentifère d'Huelgoat. . . .	15	45	746	535	444	*id.*
6	Blende de Pontpéan.	18	36	néant.	néant.	néant.	*id.*
7	Blende lamelleuse de Falun.	20	19	*id.*	*id.*	*id.*	14
8	Blende noire de Transylvanie. . . .	90	81	92	*id.*	*id.*	*id.* (1)
9	Galène de Freyberg.	300	45	traces.	*id.*	*id.*	7
10	Galène de Sala.	80	32	50	*id.*	*id.*	*id.*
11	Galène antimoniale de l'Ariége. . .	16	11	néant.	*id.*	*id.*	*id.*
12	Galène de Falun.	33	19	89	*id.*	*id.*	*id.*
13	Galène à grains fins d'Huelgoat . .	20	13	néant.	*id.*	*id.*	*id.*
14	Tellurure d'argent de Sibérie. . . .	50	25	884	760	840	*id.* (2)
15	Cuivre pyriteux de Falun.	4 1/2	11	»	néant.	450	20
16	Jamesonite.	30	39	néant.	*id.*	58	14
17	Stroméyerine.	380	76	802	352	244	7
18	Cuivre gris de la Mouzaïa.	13	22	néant.	néant.	néant.	14
19	Cuivre gris panabase de localité inconnue.	123	61	*id.*	*id.*	*id.*	7
20	Cuivre gris panabase de Kapnick. .	47	12	*id.*	*id.*	*id.*	*id.*
21	Cuivre gris de Sainte-Marie-aux-Mines.	45	11	545	281	»	*id.*
22	Bournonite.	30	15	néant.	néant.	néant.	*id.*
23	Terres noires d'Huelgoat.	590	118	58	394	593	*id.* (3)
24	Plomb carbonaté noir de Berezow.	32	32	103	néant.	néant.	14

(1) Par inadvertance, on a mis 20 gr. de mercure dans l'essai d'amalgamation sans chloruration préalable.

(2) La gangue est de l'oxyde de fer.

(3) C'est un triple sulfure de cuivre, plomb et argent.

Si l'on compare les chiffres qui représentent les rendements obtenus par l'amalgamation directe à ceux fournis par l'amalgamation précédée de chloruration, on trouve que sur treize essais (nos 2, 3, 5, 8, 9, 10, 12, 14, 16, 17, 21, 23, 24), il en est deux seulement (16, 23) dans lesquels le rendement de la matière préalablement chlorurée a été supérieur à celui de la matière qui n'avait pas subi l'action du magistral.

Faible rendement des matières argentifères ayant pour gangue de la blende et de la galène.

Mais examinons les résultats particuliers à chaque groupe de matières essayées. Les nos 1 à 4 représentent de mélanges : or on est frappé de suite de la supériorité des rendements dans les deux cas où la blende et la galène servant de gangue (nos 2 et 3) l'amalgamation a été immédiate, c'est-à-dire non précédée par l'action du magistral. Ce fait concorde avec les données de la pratique, soit en Europe, soit en Amérique ; on évite, en effet, autant que possible, de soumettre à la chloruration les minerais argentifères contenant beaucoup de blende ou de galène.

L'amalgamation ne paraît pas être entravée par la présence d'une gangue pyriteuse.

Les résultats des essais n° 4 et n° 5 peuvent servir à expliquer l'usage suivi en Amérique de soumettre à l'amalgamation les minerais pyriteux, quoiqu'ils n'abandonnent pas tout leur argent : on aura sans doute observé que souvent ces minerais renferment de l'argent en partie ou en totalité à l'état de mélange, sous forme de métal ou de sulfure ; circonstance qui explique leur rendement et en même temps la richesse habituelle de leurs résidus. L'essai n° 4 démontre que la pyrite considérée comme gangue n'entrave point la transformation du composé argentique dont elle est accompagnée.

S'il n'en est point ainsi pour ce qui concerne les

Remarques explicatives sur l'influence défavorable de la blende et de la galène.

blendes et les galènes, nous pensons que l'on doit l'attribuer à l'action décomposante que ces deux sulfures tendent à exercer sur le magistral et sur le chlorure d'argent à mesure qu'il se forme. On a une preuve de la première de ces deux actions en chauffant un peu de galène ou de blende avec du bichlorure de cuivre dissous; la liqueur se décolore, et il se forme du sulfure de cuivre et du chlorure de plomb ou de zinc, selon la matière sur laquelle ou aura opéré. Cette action décomposante des galènes et des blendes doit tendre à diminuer la proportion du magistral, et par conséquent son efficacité relative (1). Ainsi, par un essai direct, nous avons constaté que de la galène artificielle cristallisée par voie de fusion décompose une quantité de bichlorure de cuivre égale à 22 pour 100 de son poids.

Dans nos expériences, à vrai dire, nous avons opéré avec un excès de magistral, et cependant nous n'avons pas obtenu de meilleurs résultats; ce qui provient peut-être de la réaction exercée par la galène et la blende sur le chlorure d'argent à mesure qu'il se forme : nous ignorons d'ailleurs le rôle que peuvent jouer les produits de la décomposition du magistral, et l'excès même des matières salines. Ainsi nous nous bornons à faire observer la coïncidence entre les essais de laboratoire et les résultats des grandes exploitations.

Ce que nous avons dit en faveur des pyrites trouve une confirmation dans l'essai n° 5. La py-

(1) D'après M. Saint-Clair-Duport, à Zacatecas et au Fresnillo, où le minerai abonde en sulfures métalliques, on emploie plus de magistral, surtout en présence de la galène : ce qui vient à l'appui de notre explication.

rite argentifère d'Huelgoat cède directement au mercure les trois quarts de son argent, et si elle est préalablement soumise à l'action du magistral, elle n'en cède que la moitié. Nous pourrions répéter, pour expliquer ce fait, l'observation que nous venons de faire tout à l'heure.

Résistance des blendes et des galènes à l'amalgamation, même après l'action des réactifs chlorurants.

Trois blendes et cinq galènes se succèdent dans le tableau sous les n°s 6 à 13. Sans exception, le magistral n'a produit aucun effet sur ces deux sortes de sulfures, et l'amalgamation immédiate n'en a donné que d'insignifiants dans trois cas seulement sur huit. Cela ne doit pas nous étonner, car nous savons que le bichlorure de cuivre n'exerce qu'une action très-lente sur l'élément argentifère des blendes et des galènes; d'après nos expériences, le sulfure d'argent que ces minéraux contiennent n'est atteint par le réactif qu'après que la plus grande partie de ces mêmes minéraux est décomposée.

Amalgamation du tellurure d'argent.

Le tellurure d'argent (n° 14) nous suggère les mêmes réflexions que nous avons faites à l'occasion de la pyrite argentifère d'Huelgoat. La gangue est de l'oxyde de fer mélangé mécaniquement; le composé argentifère a suivi la même règle que le sulfure d'argent, c'est-à-dire qu'une fois chloruré il est devenu moins docile à l'action du mercure: par conséquent, on conçoit que l'amalgamation immédiate ait donné un rendement plus fort que l'amalgamation précédée par l'action du magistral.

Stromeyérine.

Nous ne nous arrêterons pas aux résultats fournis par la stromeyérine, car nous n'aurions qu'à répéter ce que nous venons de dire sur l'action réductrice du mercure, plus prononcée pour le sulfure d'argent que pour le chlorure.

Inégale résistance des cuivres gris à l'amalgamation.

Sur quatre cuivres gris, il n'y en a qu'un seul (n° 21) qui ait donné un résultat, et l'effet produit par l'amalgamation immédiate est beaucoup plus sensible que celui obtenu par l'amalgamation précédée de l'action du magistral. En Amérique, les cuivres gris (fahlerz) sont considérés comme des minéraux qui souvent abandonnent leur argent dans le patio, et quelquefois même mieux que certains minerais d'argent proprement dits, comme, par exemple, l'argent antimonié sulfuré ($6AgS + Sb^2S^3$). Sur quatre cuivres gris, nous en trouvons trois qui sont complétement rebelles à l'action du bichlorure de cuivre. Doit-on en attribuer la cause à la faiblesse de leur titre? Cependant celui de Kapnick (n° 20) est très-riche, puisqu'il contient presqu'un demi pour cent d'argent. Il est vraisemblable que dans les cuivres gris l'argent ne se trouve pas toujours dans le même état de stabilité ou sous la même forme, puisque les échantillons n°s 18, 19, 20 et 21 ayant été soumis à l'action du mercure dans des circonstances identiques, celui de Sainte-Marie-aux-Mines a cédé à cet agent plus de la moitié du métal précieux, tandis que les trois autres ne leur en ont pas abandonné la plus minime portion.

Conclusion générale.

Quoi qu'il en soit, il ressort du tableau ci-dessus cette conséquence, que la plupart des sulfures métalliques argentifères se prêtent mal à l'action du magistral, et que souvent l'amalgamation immédiate donne de meilleurs résultats que lorsqu'elle est précédée par l'action du bichlorure de cuivre : il en est de même pour le sulfure d'argent lorsqu'il est mélangé mécaniquement à d'autres sulfures métalliques.

Action du cuivre aidé de sulfates sur les sulfures argentifères simples et complexes.

Prévisions théoriques.

Dans un des chapitres précédents on a vu quelle heureuse influence peut exercer le cuivre métallique, accompagné de certains sels, sur la réduction des sulfures d'argent simple et double. Il est nécessaire maintenant de constater l'influence de ces agents sur d'autres sulfures métalliques renfermant de l'argent sous forme de sulfure. Tout fait pressentir le peu de réussite de ces expériences, car si le sulfure d'argent se trouve combiné aux autres sulfures métalliques (et ce sera le cas le plus fréquent), il faudra, ce semble, pour l'en séparer sous forme de métal, que les deux réactifs, cuivre et sulfates, exercent une action également réductrice sur les autres sulfures; ce qui n'a pas lieu. Mais on peut prédire que toutes les fois que le sulfure d'argent simple ou complexe se trouvera simplement mélangé aux différents sulfures, et non combiné avec eux, l'influence des deux réactifs se manifestera nécessairement. Dans ce cas, les sulfures métalliques doivent simplement servir de gangue, et jouer le même rôle que nous avons vu remplir par l'oxyde de fer dans des circonstances semblables. Consultons cependant l'expérience.

Expériences relatives à l'action du cuivre aidé de sulfates sur les sulfures argentifères.

Nous allons donner dans le tableau suivant les rendements fournis par différents minéraux sulfurés-argentifères qui, avant l'amalgamation, avaient subi l'action simultanée du cuivre métallique et d'un sulfate. Le procédé a été semblable à celui que nous avons adopté pour des essais pareils faits sur le sulfure d'argent et l'argent rouge. Ainsi nous avons fait bouillir pendant trois heures le minéral

avec le cuivre et le sel; ensuite nous avons éliminé ces deux agents, nous avons ajouté le mercure, et la rotation a duré dix heures.

Numéros d'ordre.	NOM DU MINÉRAL.	Titre exprimé en dix-millièmes.	Quantité d'argent contenu dans le minéral exprimée en milligrammes.	Argent obtenu par l'amalgamation, exprimé en milligrammes.	OBSERVATIONS. Nature et quantité du sel employé.	OBSERVATIONS. Quantité de cuivre.	OBSERVATIONS. Quantité de mercure.
					gr.	gr.	
1	Blende de Pontpéan.	18	18	néant.	10 de sulfate de cuivre.	10	14
2	Galène d'Huelgoat à grains fins.	20	20	3,5	*Id.*	10	14
3	Galène de Sala.	80	32	1,6	5 d'alun.	5	7
4	Pyrite argentifère d'Huelgoat.	15	15	néant.	10 d'alun.	10	14
5	Stromeyérine.	330	33	10,5	2 d'alun.	2	7
6	Cuivre gris panabase de localité inconnue.	120	24	2,3	*Id.*	2	7
7	Cuivre gris de la Mouzaïa.	13	13	3,5	10	10	14
8	Terres noires d'Huelgoat (sulfure cupro et plombo-argentifère).	580	116	87,5	2 de sulfate de cuivre.	2	7
9	Bournonite.	30	15	néant.	5 d'alun.	5	7

Pour bien discuter les résultats consignés dans le tableau précédent, il aurait fallu qu'il y eût un témoin pour chaque expérience, afin de pouvoir faire la part de l'action propre au mercure. Mais, comme presque tous ces minéraux figurent aussi sur d'autres tableaux, il sera facile, en les consultant, d'éviter toute illusion, car on y voit quelle est l'action du mercure pour des laps de temps beaucoup plus considérables que dix heures.

Faisons observer d'abord que sur ces neuf échantillons il y en a deux (nos 5 et 8), la stromeyérine et les terres noires de Huelgoat, qui peuvent être considérés comme des minerais de sulfure d'argent multiple, et leurs rendements ne doivent pas, par conséquent, nous surprendre. Discussion relative à la stromeyérine.

Dans ce cas, nous devons seulement établir s'il y a eu plus d'avantage à amalgamer la stromeyérine après l'avoir soumise à l'influence du cuivre et des sels, que sans cette influence.

Cent soixante-trois heures d'amalgamation directe ont enlevé à la stromeyérine les huit dixièmes de son argent; dix heures d'amalgamation précédée par l'action des sels et du cuivre n'en ont enlevé que les 0,52. Il faut ajouter que, dans le premier cas, la quantité du minéral était double, et que par conséquent la même proportion de mercure se trouvait aux prises avec deux fois plus d'argent que dans le second cas. Dans cet essai, l'action des sels et du cuivre est manifeste, mais il est difficile d'apprécier au juste s'il y a ou s'il n'y a pas avantage.

La bonne influence des sels et du cuivre est évidente dans l'essai fait sur les terres noires d'Huelgoat : pour cet essai, nous avons heureusement un témoin qui ne figure pas sur le tableau, parce qu'il aurait été seul. Dix heures d'amalgamation immédiate n'ont fait abandonner au mercure que des traces d'argent : dans le même laps de temps le minerai a cédé à l'amalgamation les trois quarts environ de son argent, lorsqu'elle a été précédée par l'action des sels et du cuivre. Action efficace du cuivre et des sels sur les terres noires d'Huelgoat.

Sur les sept essais restant, il y en a quatre (nos 2, 3, 6, 7) dans lesquels on trouve qu'une amalgamation de dix heures a suffi pour enlever au mi- Résultats des autres essais.

néral une portion de son argent; un seul d'entre eux (n° 3), la galène de Sala, par la simple amalgamation immédiate, a également cédé de l'argent au mercure; mais cependant il faut observer qu'en dix heures elle en a cédé autant qu'en cent soixante-trois (voir p. 568).

Quant aux trois autres essais (nos 2, 6, 7), l'amalgamation immédiate n'a rien enlevé; cependant elle a duré seize fois et même vingt-six fois plus de temps que celle de dix heures, précédée par l'action des sels et du cuivre. Par ce dernier procédé, au contraire, on a enlevé un septième du métal précieux à la galène d'Huelgoat (n° 2), un dixième au cuivre gris panabase (n° 6), et un quart au cuivre gris de la Mouzaïa.

Parmi les cas où se fait sentir l'action réductrice du cuivre aidé de sels, il en est où le sulfure d'argent paraît être combiné à d'autres sulfures métalliques.

Il résulte de ces essais que dans quelques cas la bonne influence de l'action simultanée des sulfates et du cuivre se fait aussi sentir sur les sulfures métalliques argentifères, dans lesquels l'argent minéralisé ne paraît pas se trouver à l'état de mélange (1). Cette donnée nous semble assez importante, parce qu'elle assigne un caractère de généralité à un réactif dont l'action aurait pu se limiter au sulfure d'argent et à l'argent rouge.

Résumé des avantages que paraît offrir dans l'amalgation l'emploi du cuivre et des sels.

Si nous ne nous faisons pas illusion, cette propriété réductrice du cuivre sous l'influence des sels à la température de l'ébullition, nous semble mériter toute l'attention des métallurgistes. Quand on compare les résultats que nous avons obtenus à

(1) Il y a plusieurs années que M. William Pollard obtint du gouvernement de Mexico un brevet pour un procédé d'extraction de l'argent, qui consistait à soumettre à l'amalgation avec des acides et du cuivre les minerais grillés sans sels.

l'aide de ce procédé avec ceux que nous ont donnés les méthodes déjà connues, on est forcé de reconnaître sa supériorité incontestable, ne fût-ce que sous le point de vue de la célérité. Ainsi, en arrêtant d'abord notre attention sur le sulfure d'argent naturel, nous voyons qu'au moyen du magistral, c'est-à-dire dans les circonstances les plus favorables, on n'a pu chlorurer que les 0,65 du sulfure, et cela en deux mois de temps. Au moyen du procédé de réduction, en treize heures on est parvenu à en réduire les 0,80 (p. 551); et cette réduction a été accusée par l'amalgamation, qui, à coup sûr, ne peut accuser qu'un minimum. Le sulfure d'argent complexe donne des résultats aussi remarquables que le sulfure simple. Négligeons le sulfarséniure que le magistral paraît attaquer avec plus de lenteur que le sulfantimoniure, et ne considérons que la chloruration de ce dernier. Dans le laps de deux mois on n'est parvenu à chlorurer que les 0,51 de la masse soumise à l'expérience (p. 556); tandis que l'on a pu, en treize heures de temps, en réduire les 0,88, en se servant du procédé de réduction.

Passons maintenant aux sulfures argentifères. Il suffit de jeter un coup d'œil sur les tableaux des p. 568 et 574 pour voir combien sont faibles les résultats fournis par la chloruration, et combien sont sensibles, au contraire, ceux obtenus par réduction.

Mais entrons dans les détails, et, pour abréger, mettons en regard les rendements qui ont été obtenus par les deux procédés, et que nous exprimerons en centièmes de l'argent contenu dans la matière.

Tableau comparatif des rendements fournis par les deux procédés de réduction et de chloruration.

	ARGENT FOURNI	
	par le procédé de réduction.	par le procédé de chloruration.
Galène d'Huelgoat	17	0
Galène de Sala	5	0
Stromeyérine	50	35
Cuivre gris panabase	10	0
Cuivre gris de la Mouzaïa	26	0
Terres noires d'Huelgoat	74	59

Les chiffres parlent d'eux-mêmes, et leur langage nous semblera plus frappant encore si nous nous souvenons que les rendements fournis par le procédé de réduction (cuivre et sels à chaud) ont été obtenus en treize heures de temps, et ceux provenant de la chloruration en 1.968 (1). Ainsi, qu'il soit question de sulfure d'argent simple ou complexe, ou bien de sulfures métalliques argentifères, l'emploi du cuivre avec sulfates à chaud donne toujours des résultats comparativement remarquables sous le double rapport du rendement et de la célérité. Cet ensemble de faits concordants nous donne le droit d'espérer que le procédé par réduction directe pourra être appliqué avec succès à

(1) 6 semaines de chloruration 1.008
40 jours de contact avec le mercure, impliquant 163 heures de rotation 960
1.968

l'extraction de l'argent, non pas partout, mais dans les établissements où les conditions locales et la nature des minerais seront favorables à ce mode de traitement.

Recherches sur le grillage des matières argentifères destinées à l'amalgamation.

Des expériences précédentes il résulte que dans quelques cas l'amalgamation immédiate, et dans d'autres l'amalgamation précédée par l'action des sulfates et du cuivre, sont favorables à l'extraction de l'argent contenu dans les sulfures métalliques argentifères; l'emploi du bichlorure de cuivre ou du magistral avec sel marin semble, au contraire, peu propre à cette extraction, du moins dans les limites d'expérimentation où nous nous sommes renfermés, et nous avons donné une explication de ce fait, en ce qui concerne les galènes et les blendes. Remarques préliminaires.

Dans quelques exploitations américaines on réserve certains sulfures argentifères pour les soumettre soit à la fonte, soit au traitement par le *patio* après grillage, soit au traitement saxon. En Europe, le grillage préalable est généralement pratiqué sur les substances argentifères destinées à l'amalgamation. Remarques sur l'emploi du grillage dans le traitement des sulfures métalliques argentifères.

Cette habitude suppose des traditions, sinon des expériences méthodiques faites d'après un système préconçu; mais il est possible qu'il en soit du grillage comme de presque tous les procédés d'amalgamation qui ne sauraient être d'une application universelle, c'est-à-dire convenir à toute espèce de minerais. Aussi nous avons voulu faire

des expériences comparatives sur différentes matières argentifères, pour tâcher de déterminer autant que possible les cas où le grillage est indispensable ou bien inutile pour obtenir une bonne amalgamation.

Grillages sans sel marin et grillages avec sel.

Dans la première partie de ce travail nous avons déjà considéré le grillage dans ses rapports avec la fonte et la coupellation; nous voulons maintenant le considérer dans ses rapports avec l'amalgamation. Commençons par le grillage pur et simple pour passer ensuite au grillage fait avec du sel. Par le premier on se propose de détruire certaines combinaisons de l'argent qui semblent rebelles à l'amalgamation; par le second on veut non-seulement décomposer les sulfures métalliques argentifères, mais amener l'argent à l'état de chlorure.

On n'applique pas l'amalgamation précédée d'un grillage aux minerais galénifères.

Il est d'usage dans les différentes usines de réserver à la fonte et à la coupellation les minerais trop riches en galène et, à plus forte raison, les galènes argentifères. Pour ce qui concerne le procédé saxon, un des motifs connus de cette exclusion des minerais galénifères est la formation de chlorure et de sulfate de plomb, par suite du grillage : ces matières sont en partie réduites par le fer, dans les tonnes d'amalgamation, et le plomb qui en résulte s'amalgame en même temps que l'argent; il y a d'ailleurs une perte de fer proportionnelle au plomb devenu libre.

Remarques concernant le grillage des galènes avec du sel marin.

Les essais préliminaires que l'on fait ordinairement quand on se livre à des recherches méthodiques nous ont mis à même de remarquer un phénomène qui paraît contribuer à justifier l'exclusion dont les galènes sont frappées, indépendamment des motifs que nous venons de signaler.

Nous voulions constater la formation du chlorure d'argent en grillant avec du sel marin les sulfures ordinaires argentifères. Ce fait une fois constaté, le grillage des galènes argentifères aurait pu être pratiqué dans les cas où on n'emploie pas le procédé saxon. Mais à cette occasion nous trouvâmes que les galènes argentifères et même les galènes pures, mais mélangées de sulfure d'argent, ne contiennent point de chlorures de ce métal après qu'on les a grillées avec du sel marin. Il n'en est pas ainsi pour les blendes et les pyrites. Voici les preuves de cette assertion.

Expériences montrant que le grillage avec sel marin des galènes argentifères ne produit point de chlorure d'argent.

Nous avons grillé séparément avec du sel marin une certaine quantité de deux galènes argentifères, une desquelles (celle de Freyberg) contenait 0,03 d'argent, et l'autre (celle de Sala) en contenait 0,008. Le grillage étant terminé et la masse étant devenue d'un blanc sale, nous l'avons soumise à l'action de l'ammoniaque. Après une assez longue digestion, ce réactif ne contenait point de chlorure d'argent. La même expérience répétée sur des blendes et des pyrites argentifères a parfaitement réussi en ce sens que l'ammoniaque a séparé des produits du grillage une forte quantité de chlorure d'argent.

Pour rendre le fait encore plus évident, nous avons grillé un mélange composé de 100 de galène très-pauvre, 50 de sel marin et 5 de sulfure d'argent. La masse grillée était d'un blanc sale; digérée avec de l'ammoniaque, elle n'a pas cédé à ce réactif la moindre trace de chlorure d'argent. Lorsqu'on chauffe fortement du chlorure d'argent et du sulfure de plomb, il se forme, nous l'avons prouvé dans la seconde partie, du chlorure de plomb et du sulfure d'argent. Cela pourrait arriver

aussi pendant le grillage, mais le sulfure d'argent devrait à son tour, sous l'influence de la chaleur et d'un excès de sel marin, se transformer en chlorure. Cependant il n'en est rien.

Moyen d'expliquer l'absence du chlorure d'argent.

Pour nous rendre compte de la non formation de chlorure d'argent dans le grillage des galènes argentifères effectué en présence du sel marin, nous nous sommes livrés à une foule d'hypothèses qui nous ont fait faire beaucoup d'expériences inutiles à relater. Enfin nous nous sommes arrêtés à l'explication suivante : on sait que la galène donne du plomb métallique par le grillage ; on peut supposer que dans certaines limites cela arrive même en présence du sel marin. Or ce plomb métallique doit réduire le chlorure d'argent, former un alliage et dans le même temps du chlorure de plomb : cet alliage ne serait pas attaqué par le sel marin, faute d'une température assez élevée. Nous n'attachons pas d'importance à cette théorie, mais nous ferons seulement remarquer que des quatre sulfures ordinaires (blende, pyrite de fer, pyrite de cuivre et galène), celui de plomb est le seul qui peut se réduire par le grillage ; et il est aussi le seul qui, grillé avec du sel marin et du sulfure d'argent, ne produit point de chlorure de ce métal.

Maintenant que nous connaissons cette particularité de la galène, nous passerons à l'étude comparée des résultats du grillage de ce minéral avec et sans sel ; et en même temps nous examinerons sous le même point de vue le grillage d'autres matières argentifères.

Marche suivie dans les expériences concernant le grillage des sub-

La marche que nous avons suivie pour cette étude est très-simple. Nous avons d'abord grillé séparément deux quantités égales de matière ar-

génitifère dont une avec du sel marin. Après le grillage on a déterminé le titre, et puis on a commencé l'amalgamation (1) : sa durée et la propor-

stances argentifères.

---

(1) Quand on fond un mélange contenant du sel marin, il se dégage beaucoup de vapeurs pendant la liquéfaction. Ce fait devait nous inspirer des doutes sur l'exactitude des résultats d'où nous allions déduire les titres des substances grillées avec sel, car il était possible que les vapeurs de sel marin entraînassent une quantité notable de chlorure d'argent. Pour savoir quelles limites pouvaient atteindre les erreurs dues à cette circonstance, nous avons fait une série d'essais dont nous allons donner un aperçu.

Nous avons considéré le double cas d'une forte et d'une faible teneur du mélange. Ainsi nous avons fondu deux mélanges formés chacun de 10 grammes, oxyde de fer; 5 grammes, sel marin; 10 grammes, litharge pure; 8 grammes, flux noir; 40 grammes de bicarbonate de soude; l'un des deux mélanges contenait 0g,100 de chlorure d'argent = A, et l'autre n'en contenait que 0g,010 = B. Les culots obtenus ont été coupellés. Pour bien apprécier le degré de la perte, nous avons fait aussi des fontes spéciales pour les scories; enfin nous avons fait des témoins, qui ne différaient des mélanges précédents que par l'absence du sel marin. Le tableau suivant réunit les résultats que nous avons obtenus.

FORTE TENEUR.				FAIBLE TENEUR.			
FONTE A. — 10 gr. oxyde de fer, 5 sel marin, 0.100 Cl. Ag. = 0,075 arg. métall.	Scorie de la fonte A.	Témoin de la fonte A. (sans sel marin.)	Scorie du témoin.	FONTE B. — 10 gr. oxyde de fer, 5 sel marin, 0,010 Cl. Ag. = 0,0075 arg. métall.	Scorie de la fonte B.	Témoin de la fonte B. (sans sel marin.)	Scorie du témoin.
(1)	(2)	(3)	(4)	(1)	(2)	(3)	(4)
gr. 0,070	gr. 0,001	gr. 0,074	à peine visible.	gr. 0,0075	à peine visible.	gr. 0,0075	à peine visible.

On voit par ces essais que si, dans la fonte, il y a du sel marin on a incontestablement une perte. Dans le cas où

tion du mercure ont varié suivant la richesse et la quantité de la matière; enfin, pour avoir un point commun de comparaison, on a fait un essai d'amalgamation avec la matière non grillée.

Il est inutile de dire que la quantité absolue de l'argent contenu dans la matière naturelle, grillée sans sel et grillée avec sel, était identique dans les deux essais. Nous avons cru compléter ce tableau en consacrant une colonne aux résultats fournis par l'amalgamation de ces mêmes matières soumises préalablement à l'action du magistral.

---

le minéral contient 0,01 de chlorure d'argent, la perte s'élève à 0,066 du fin, en y comprenant celle occasionée par la coupellation. On voit également qu'une portion de cet argent reste dans la scorie; mais on voit aussi que si la richesse du minerai se borne à 0,001 de chlorure, les pertes ne sont plus appréciables et la scorie n'accuse aucune teneur sensible.

Résultats obtenus par l'amalgamation de matières grillées avec sel et sans sel.

Numéros d'ordre.	NATURE DE LA MATIÈRE ARGENTIFÈRE.	Titre de la matière exprimée en dix-millièmes.	Quantité absolue d'argent contenu dans la matière essayée, exprimée en milligrammes.	ARGENT fourni par la matière, exprimé en millièmes de l'argent contenu. crue,	grillée sans sel,	grillée avec sel,	traitée par le magistral.	Durée de l'amalgamation exprimée en heures.	Quantité de mercure employé, exprimée en grammes.	Titre de la matière grillée sans sel, exprimée en dix-millièmes.	Titre de la matière grillée avec sel, exprimée en dix-millièmes.
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)	(11)	(12)
1	Galène de Freyberg.	300	33,9	traces.	504	796	traces.	60	7	157	356
2	Galène de Sala.	80	8,7	195	356	471	néant.	200	7	80	60
3	Blende de Pontpéan.	18	11,1	néant.	756	632	néant.	200	14	16	11
4	Pyrité argentifère d'Huelgoat.	5	5,8	827	801	862	444	260	14	7,3	4,8
5	Sulfure argentifère d'Huelgoat.	440	63	58	284	434	»	60	7	440	250
6	Stromeyérine.	380	53,2	54	439	443	244	30	7	311	194
7	Cuivre gris de la Mouzaïa.	9,3	6,7	néant.	865	790	néant.	260	14	6	6,3
8	Cuivre gris de Sainte-Marie-aux-Mines.	45	10,8	555	620	583	281	120	7	40	25
9	Cuivre gris antimonifère du Mexique (panabase).	20	5	400	880	880	»	120	7	20	20
10	Schlamm de Pontpéan.	11	22	145	36	331	»	260	7	16	11
11	Résidu d'amalgamation d'Huelgoat.	4	7,4	néant	162	324	»	260	7	3,9	3,5

Conséquences de ces expériences.

A la simple inspection des chiffres contenus dans les colonnes 5, 6 et 7 on voit qu'en général les minerais argentifères cèdent plus d'argent au mercure lorsqu'ils ont été grillés qu'à leur état naturel; ce que l'on sait du reste depuis les expériences faites anciennement par de Born : on voit également que le grillage avec sel donne en général des rendements meilleurs que le simple grillage, sans sel. Cependant nous allons entrer dans une discussion détaillée de ces résultats pour tâcher de nous rendre compte de quelques exceptions qui, sans infirmer la règle, pourraient la modifier singulièrement dans quelques cas particuliers.

Conclusions relatives aux galènes.

Quant aux galènes, les résultats sont nets et précis : l'on trouve un certain rapport entre le rendement et la richesse du minéral; cela confirme un fait connu, à savoir qu'un minéral à titre élevé cède plus d'argent au mercure que le même minéral à titre faible, la quantité absolue de l'argent qui s'y trouve contenue étant la même dans les deux cas. En effet la galène de Freyberg, dont la teneur est = 0g,0339, suivant qu'elle est grillée avec sel ou sans sel, cède au mercure la moitié ou les quatre cinquièmes de son argent, tandis que celle de Sala, qui ne renferme que 0g,0087 de fin, n'en cède dans les mêmes circonstances qu'un peu moins de la moitié ou un peu plus d'un tiers.

Conclusion relative à la blende.

Pour la blende c'est le grillage simple qui l'emporte sur le grillage avec sel. Dans le premier cas, le mercure a enlevé les trois quarts de l'argent; dans l'autre cas, il n'en a enlevé que la moitié. Nous remarquerons que la blende s'étant appauvrie d'argent à la suite du grillage avec sel peut être

devenue par cela même moins docile à l'amalgamation. Il est certain qu'il y a accord entre les rapports des titres et des rendements. La blende grillée avec sel à un titre = 0,0011 et cède 0,50 de son argent au mercure; la même blende grillée sans sel et présentant un titre = 0,0016 en cède 0,75, toutes choses égales d'ailleurs; mais 11 : 16 :: 50 : 72,7. Ce dernier chiffre étant très-rapproché de 75, fourni par l'expérience, constitue une relation entre le titre et le rendement. Nous n'oublierons pas de dire cependant que d'autres causes accidentelles tout à fait indépendantes de la diminution du titre pourraient très-bien faire baisser le rendement de la blende grillée avec sel; la possibilité, par exemple, qu'un peu d'argent se fût transformé en silicate sous l'influence de la soude et du sable.

Résultats fournis par la pyrite argentifère.

La pyrite argentifère d'Huelgoat (n° 4) présente un exemple d'un minerai argentifère pour qui le grillage avec ou sans sel est inutile, vu que les trois amalgamations de la matière crue et des matières grillées donnent les mêmes résultats à peu de chose près. Il est cependant difficile d'admettre qu'il en soit de même de toutes les pyrites de fer argentifères. M. Winkler dit positivement que les essais tentés à Freyberg avec des minerais pyriteux grillés sans sel ont donné des résultats détestables. Il faut ne pas oublier d'ailleurs, que notre pyrite fournit le même rendement avant le grillage qu'après, ce qui semble indiquer un cas exceptionnel. La pyrite argentifère d'Huelgoat offre un exemple qui prouve combien il est difficile de généraliser dans ces sortes de questions, et combien il serait nécessaire de multiplier les

essais préliminaires avant d'appliquer un procédé donné à une matière inconnue.

Sulfure cupro-argentifère d'Huelgoat et stromeyérine.

Le sulfure cupro-argentifère d'Huelgoat (n° 5), aussi bien que la stromeyérine (n° 6) sont deux véritables minerais d'argent; néanmoins, par rapport à l'amalgamation, le grillage avec sel est plus avantageux pour le premier, tandis qu'un grillage quelconque semble convenir également au second. En effet, le sulfure d'Huelgoat a rendu plus des deux cinquièmes de son argent, lorsqu'il a été grillé avec sel, et le rendement obtenu par suite du grillage sans sel est compris entre un quart et un tiers. La stromeyérine, au contraire, a toujours cédé à l'amalgamation les deux cinquièmes de son argent, quel qu'ait été le mode de grillage.

Résultats fournis par les cuivres gris argentifères.

Pour les trois cuivres gris (n°s 7-8-9), le grillage avec sel ne paraît pas être préférable, ou du moins il ne l'est que dans une proportion très-peu sensible : il y en a même un des trois, celui de Sainte-Marie-aux-Mines (n° 8), qui semblerait pouvoir être amalgamé directement sans grillage préalable.

Enfin un schlamm (n° 10) de l'ancienne exploitation de Pontpéan (renfermant 94 p. 100 de sulfate de plomb) et un résidu d'amalgamation (n° 11) ont donné, par suite du grillage avec sel, des rendements beaucoup plus forts qu'après le grillage simple.

Conclusions générales touchant le grillage.

En résumé, si au premier coup d'œil les amalgamations précédées par le grillage avec sel ont donné en général des rendements supérieurs à ceux obtenus par suite du grillage sans sel, néanmoins une discussion détaillée montre que dans plusieurs cas cette supériorité est singulièrement réduite, et il arrive même parfois que le grillage

pur et simple l'emporte. Toutefois nous ferons observer que l'amalgamation telle que nous l'avons opérée dans ces expériences ne ressemble pas à celle que l'on pratique dans les grandes usines. Fidèles à la méthode que nous nous sommes imposée, nous avons séparé autant que possible les différentes actions pour mieux les apprécier : ainsi nous avons employé le mercure seul pour amalgamer les substances grillées; or nous savons combien l'amalgamation du chlorure d'argent est lente lorsque le mercure n'agit pas galvaniquement. Il a dû souvent arriver que le même minerai ait donné de l'argent métallique par le grillage simple et du chlorure d'argent par le grillage avec sel; on conçoit alors que dans le premier cas, en vertu de la prompte amalgamation de l'argent métallique, le rendement ait été plus fort que dans le dernier : de cette manière on peut s'expliquer des rapprochements que la pratique semble démentir. Mais si dans l'amalgamation on fait intervenir un métal autre que le mercure, sans doute alors le grillage avec sel donnera des résultats qui presque toujours seront plus avantageux que ceux provenant d'un grillage simple; car le chlorure d'argent étant dissous dans de l'eau salée et soumis à une influence électro-chimique, le métal précieux devra s'unir au mercure avec beaucoup plus de facilité que s'il se trouve sous forme de fines particules disséminées au milieu d'une grande masse de gangue. De plus, le passage de l'argent à l'état de silicate est peut-être plus à craindre dans le grillage sans addition que dans le grillage avec sel.

Malgré ces observations nous sommes portés à croire, d'après les faits que nous avons exposés et

d'après les variations de nature des minerais, qu'il serait utile dans la pratique de ne pas accepter sans réserve des procédés consacrés par l'usage, mais qui peuvent ne pas réussir également dans tous les cas.

Expériences concernant les pertes de mercure qui ont lieu mécaniquement dans l'amalgamation.

Nous avons fait quelques expériences pour constater l'influence que peuvent exercer les gangues et les diverses proportions d'eau sur les pertes de mercure qui ont lieu dans l'amalgamation : nous avons pris de l'oxyde de fer porphyrisé formant l'ocre rouge employé dans la peinture, de l'argile schisteuse, du sable quartzeux et du spath calcaire. Ces trois dernières gangues ont été simplement pulvérisées sans qu'on leur ait fait subir de porphyrisation. On a pris 20 grammes de chacune d'elles; on y a ajouté 10 grammes de mercure, c'est-à-dire la moitié du poids de la matière, ce qui représente la proportion employée en Saxe.

Conditions des expériences.

D'ailleurs la masse a été imbibée de la quantité d'eau nécessaire pour former une pâte demi-liquide. Pour chaque échantillon on a fait simultanément une seconde expérience où la proportion d'eau était beaucoup augmentée.

Les mélanges ayant été placés dans deux flacons ont subi un mouvement de rotation qui a duré 130 heures; puis on a délayé la masse dans des bocaux avec une grande quantité d'eau de façon à séparer le mercure qui s'est déposé au fond. Les portions de mercure qui étaient mélangées de matières pierreuses ont été nettoyées en les com-

primant avec le doigt sur les parois d'une capsule de porcelaine. La séparation a été opérée avec autant de soin que possible, et les résultats obtenus ont été consignés dans le tableau ci-dessous.

NATURE DE LA GANGUE dont le poids est de 20 grammes.	QUANTITÉ D'EAU employée.	QUANTITÉ de mercure séparé de la masse après 130 heures de rotation.
	gr.	gr.
1° Oxyde de fer porphyrisé.	12	10,00
Idem.	20	10,00
2° Argile schisteuse.	8	9,45
Idem.	25	9,70
3° Sable quartzeux.	6	9,45
Idem.	24	9,78
4° Spath calcaire.	6	9,40
Idem.	26	9,63

Influence de la proportion d'eau.

Le résultat le plus saillant qui est mis en évidence par ce tableau consiste dans l'influence de la quantité d'eau ; on voit que l'augmentation de cette quantité diminue considérablement la perte qui a lieu sur le mercure. Si dans les ateliers d'amalgamation on n'ajoute ordinairement que la proportion d'eau nécessaire pour former une pâte demi-liquide, c'est parce que cette proportion est la plus convenable pour la réduction du chlorure d'argent et pour l'amalgamation du métal précieux ; mais dans quelques usines, où l'on craint de trop fortes pertes en mercure, on préfère prolonger davantage l'amalgamation et ajouter une plus grande quantité d'eau. On conçoit aisément que plus le mélange est liquide moins le mercure éprouvera d'obstacle à son mouvement et moins il se divisera.

Influence de la porphyrisation.

Les expériences faites sur l'ocre nous montrent aussi que quand une substance est porphyrisée de façon que les grains en soient excessivement ténus et que leur surface ne présente point de rugosités, il n'y a point de perte sensible produite par l'influence de la gangue(1); car dans le mouvement de rotation les particules n'exercent point alors contre le mercure de choc tendant à le diviser. Ce fait est assez important, car il montre que dans les usines où on ne manque pas de force motrice naturelle, il peut être avantageux de pousser très-loin la pulvérisation des matières que l'on soumet à l'amalgamation. Aussi la mouture très-soignée que l'on fait subir aux minerais de Freyberg avant de les charger dans les tonnes d'amalgamation offre l'avantage, non-seulement de faciliter l'extraction de l'argent, mais aussi de diminuer la perte en mercure.

Influence de divers agents sur le mercure.

Les agents chimiques qui interviennent dans l'amalgamation, les sels que l'on ajoute peuvent non-seulement faire disparaître du mercure en le combinant avec un métalloïde, mais ils peuvent encore augmenter la perte mécanique en lui faisant perdre une partie de sa fluidité, ou en facilitant sa divisibilité; la chaux nous en offre un exemple. Nous n'avons pas fait d'expériences spéciales sur ce sujet, mais nous avons remarqué l'in-

(1) On a remarqué dans les usines d'amalgamation que la nature des gangues influe aussi sur la perte de mercure, par exemple que les gangues grasses ou plastiques font éprouver à cet agent une perte plus forte que les gangues maigres ou siliceuses. Cette influence ne s'est point manifestée dans les essais ci-dessus que nous avons exécutés sur une petite échelle et dans des conditions qui ne sont pas tout à fait identiques à celles de la pratique.

fluence qu'exerce le mélange avec le mercure d'amalgames autres que celui d'argent. Ainsi, dans certaines expériences où un peu de cuivre pouvait être réduit et s'amalgamer, le mercure argentifère était beaucoup moins fluide et adhérait davantage à la gangue. C'est aussi ce que l'on a observé en grand, et c'est là un des inconvénients inhérents à l'amalgamation des minerais cuivreux et plombeux, car le plomb produit aussi un effet analogue.

Application des résultats de nos recherches à l'examen critique des divers procédés d'amalgamation.

Maintenant nous allons appliquer les résultats des recherches que nous venons d'exposer à la discussion des phénomènes qui se produisent dans le traitement des minerais d'argent par le mercure; nous allons indiquer les rectifications qu'il y a lieu de faire à l'explication de ces phénomènes, et les améliorations ou perfectionnements dont il nous paraît convenable d'essayer la réalisation en grand. D'abord nous devons rappeler sommairement les caractères généraux des principaux procédés d'amalgamation : nous commencerons par l'examen de la méthode saxonne, qui est beaucoup plus simple que le procédé américain, et dont les principes théoriques sont depuis longtemps établis d'une manière à peu près irrévocable.

Examen des procédés se rattachant à la méthode saxonne.

Caractères essentiels de la méthode saxonne.

Cette méthode se distingue par trois caractères essentiels:

1° La chloruration de l'argent et l'amalgama-

tion n'ont pas lieu simultanément, ni dans le même appareil;

2° La chloruration, qui a lieu d'abord, est effectuée par voie sèche au moyen d'un grillage avec du sel marin;

3° L'amalgamation a lieu dans des tonnes rotatives, sous l'influence de deux métaux, le mercure ne produisant d'autre effet que de s'unir à l'argent, et l'autre métal agissant comme réducteur.

Richesse et nature des minerais auxquels on applique la méthode saxonne.

Les minerais auxquels on fait subir en Europe ce mode de traitement ont une richesse qui varie ordinairement de 1 à 3 millièmes, et à cause de leur nature il serait peu avantageux de les fondre. En général l'argent est le seul métal que l'on se propose d'en extraire; il s'y trouve sous des formes diverses, en partie à l'état natif, en partie combiné, soit avec du soufre, soit avec des sulfures d'antimoine, d'arsenic et de divers métaux, principalement de fer, zinc, plomb et cuivre. Néanmoins la proportion de ces deux derniers métaux ne doit pas s'y élever au delà de quelques centièmes, autrement ils nuiraient beaucoup à l'amalgamation; se trouvant, sous forme de muriates ou de sulfates, en contact avec le mercure, ils pourraient lui faire éprouver des pertes notables; de plus, en s'unissant avec lui en même temps que l'argent, ils rendraient l'amalgame impur et difficile à séparer des résidus (1). Aussi les minerais

(1) La proportion de plomb contenu dans les minerais que l'on amalgame peut atteindre 5 ou 6 p. 100 sans trop d'inconvénient; ainsi à Freyberg il y en a toujours quelques centièmes. On a observé que le plomb qui se trouve dans les tonneaux d'amalgation sous forme de chlorure ou de sulfate ne s'unit qu'en partie au mercure, à moins qu'il n'y ait une très-grande quantité de fer pour décomposer

dans lesquels le plomb ou le cuivre se trouvent en quantité notable sont traités par la fonte et fournissent soit du plomb d'œuvre qui est coupellé, soit des mattes cuivreuses ou du cuivre noir, qui tantôt sont amalgamés, comme nous l'indiquerons plus loin, tantôt sont alliés à du plomb et soumis ensuite à la liquation, opération dans laquelle la majeure partie du plomb se sépare, à cause de sa plus grande fusibilité, en entraînant l'argent avec elle. La pyrite de fer, contrairement à ce qui a lieu pour les sulfures plombeux et cuivreux, joue un rôle indispensable dans l'amalgamation saxonne; aussi, quand elle manque dans les minerais, ou ne s'y trouve pas en quantité suffisante, on en ajoute ou on la remplace quelquefois par du sulfate de fer. On évalue à 20 ou 30 pour 100 du poids de la matière la proportion de sulfure qui est regardée comme nécessaire : ainsi 25 pour 100 est la quantité moyenne de matte que les minerais doivent rendre à l'essai.

On les grille pendant cinq à six heures dans des fourneaux à réverbère, avec addition de 10 à 12 pour 100 de chlorure de sodium. Sous l'influence de la chaleur et de l'air, les sulfures métalliques

Grillage des minerais avec du chlorure de sodium.

---

ces combinaisons. Quant au cuivre, on peut en neutraliser les inconvénients en décomposant le chlorure qu'il forme au moyen de la chaux et le ramenant ainsi à l'état d'oxyde insoluble qui ne peut plus être décomposé par le fer; mais en même temps on s'expose à décomposer un peu de chlorure d'argent et à affaiblir le rendement. Un autre moyen consiste à substituer au fer des plaques de cuivre pour réduire le chlorure d'argent : ces plaques ne s'amalgament pas d'une manière notable; mais on a observé que leur emploi ralentit l'amalgamation de l'argent et produit un appauvrissement plus imparfait des résidus.

tendent d'abord à se changer en sulfates, puis ils dégagent de l'acide sulfurique qui réagit sur le sel marin pour le transformer en sulfate de soude. Le chlore est ainsi mis en liberté et s'unit à l'argent, en même temps qu'il transforme en chlorures une partie des métaux adjacents, du fer, du manganèse, du zinc, du plomb et du cuivre; une autre portion de ces métaux, et principalement du fer, passe aussi à l'état d'oxyde, de façon que les produits du grillage renferment des oxydes, chlorures et sulfates de ces divers métaux.

L'argent est généralement amené à l'état de chlorure.

Quant à l'argent, il se trouve principalement à l'état de chlorure, car c'est le composé qui dans ces circonstances a le plus de tendance à se former et qui résiste le mieux à l'action de la chaleur. En effet, dans les grillages avec sel que nous avons effectués sur des matières très-diverses, où l'argent se trouve associé à des sulfures de natures complexes, nous avons, à l'aide de l'ammoniaque, constaté qu'il se forme presque toujours du chlorure d'argent, excepté dans le cas du sulfure de plomb. Ce fait vient donc s'ajouter aux données que l'on possède déjà pour expliquer l'influence défavorable de la galène dans les minerais que l'on soumet à l'amalgamation saxonne.

D'ailleurs, quelque soin que l'on apporte au grillage, lors même qu'on le prolonge longtemps, ce qui peut avoir des inconvénients, vu la volatilité du chlorure d'argent et l'adhérence qu'il contracte avec la gangue en fondant, il est difficile d'obtenir une chloruration tout à fait complète de l'argent, d'abord à cause de la présence presque constante d'un peu de galène, et surtout à à cause de la grande masse de matière étrangère qui tend à soustraire de petites portions d'argent

à l'action du chlore. Aussi c'est pour obtenir la chloruration la plus avancée que l'on est obligé de mélanger avec le minerai une assez forte proportion de chlorure de sodium (au moins 10 pour 100 de son poids). Vu le prix élevé du sel sur les établissements du Mexique, cette nécessité doit être comptée, avec le manque de combustible, parmi les principaux obstacles qui empêchent l'introduction en Amérique de la méthode saxonne, bien qu'elle soit, abstraction faite des conditions économiques, incomparablement supérieure, tant par la bonté de ses résultats que par sa perfection théorique.

Possibilité de diminuer la consommation du sel marin dans le grillage.

A la vérité on peut diminuer considérablement la consommation du sel marin dans le grillage des minerais argentifères en ne l'ajoutant que vers la fin de l'opération, alors qu'une grande partie des sulfures a été décomposée et ramenée à l'état d'oxydes : à la température du rouge sombre, le sel marin peut chlorurer l'argent, même en l'absence de sulfate ou d'acide sulfurique ; d'ailleurs on peut ajouter le sel avant que tous les sulfates métalliques soient décomposés. Toutefois, quand on opère ainsi, le grillage doit être prolongé plus longtemps, et donne lieu à une plus grande consommation de combustible; en outre, il paraît plus difficile d'opérer de cette manière une chloruration intégrale de l'argent, que si le chlore réagit sur les sulfures argentifères à l'instant de leur décomposition, au moment même où l'argent quitte les combinaisons sulfurées où il était engagé, et avant qu'il ait pu se changer en silicate, comme cela doit arriver quelquefois. Aussi, lorsque le sel marin est à un prix modique, nous pensons qu'il est plus avantageux pour le rendement en argent

de l'ajouter dès le commencement du grillage ou de le mélanger auparavant avec le minerai. Même avec ce mode de procéder, il y a toujours quelques portions d'argent qui échappent à la chloruration, et c'est principalement à cette cause qu'il faut attribuer l'impossibilité d'enlever à la matière les dernières fractions d'argent.

Influence diverses qui sont en jeu dans la réduction du chlorure d'argent.

Partout en Europe la réduction du chlorure d'argent s'effectue non point sous la seule influence du mercure, mais en présence d'un autre métal, du cuivre ou plus généralement du fer. On a justement attribué à un effet galvanique la rapidité de l'amalgamation dans ces circonstances; le mercure forme avec le fer un couple voltaïque dont l'influence accélère la réduction du chlorure, le chlore se porte sur le fer, le métal le plus positif, et l'argent s'unit au mercure. Cette action électrochimique, déjà signalée par M. Winkler, a été mise en évidence par nos expériences, qui en ont fourni, pour ainsi dire, une mesure numérique (voir page 484). Elles nous ont aussi conduits à expliquer d'une manière complète l'influence qu'exercent les substances dissoutes dans l'eau d'imbibition de la masse. D'abord la portion de sel marin non décomposée, en dissolvant une petite quantité de chlorure d'argent, en facilite la réduction: en outre les sulfates et chlorures dissous dans la liqueur la rendent plus conductrice de l'électricité et activent le phénomène. Ainsi nous avons vu combien est plus rapide l'amalgamation du chlorure d'argent, lorsqu'elle a lieu en présence de l'alun, du sulfate de cuivre ou de fer.

Amalgamation dans des tonnes rotatives.

Comme le minerai a contracté pendant le grillage une certaine cohésion qui rendrait plus difficile la dernière partie du traitement, on est obligé

de le cribler et de le moudre avant de le charger dans les tonnes. On y ajoute environ le tiers de son poids d'eau et la dixième partie de son poids de fer sous forme de plaques; puis on fait tourner la masse pendant environ deux heures, afin de bien en opérer le mélange et de ramener le sesquichlorure de fer et autres chlorures en protochlorures ou sous-chlorures, qui ne tendent point à attaquer le mercure. Puis après l'addition d'une quantité de mercure égale à environ la moitié du poids du minerai, il suffit de dix-huit à vingt heures de rotation, avec une vitesse de vingt à vingt-deux tours par minute, pour que l'argent se combine avec le mercure. Avant de séparer l'amalgame des boues, on remplit les tonnes d'eau et on les fait tourner pendant deux heures avec une vitesse de huit ou neuf tours seulement par minute. Alors le mercure argentifère se rassemble peu à peu; puis en ouvrant un petit trou pratiqué dans la bonde, on lui donne issue et on le reçoit dans des sacs de coutil à travers lesquels il est filtré, en partie par son propre poids, en partie par compression. L'amalgame qui reste au dedans contient ordinairement 82 à 85 pour 100 de mercure, 10 à 15 d'argent et quelques centièmes d'autres métaux, cuivre, plomb, antimoine, etc.; il est distillé par des procédés bien connus, soit sous des cloches en fonte autour desquelles on allume du feu, soit à l'intérieur de tuyaux de fonte disposés en manière de cornues, et dont une des branches plonge dans un condenseur rempli d'eau.

Extraction des portions d'amalgame adhérentes aux résidus.

Des portions d'amalgame retenant quelques centièmes de l'argent du minerai restent adhérentes aux résidus d'amalgamation : pour les en détacher, on agite les boues délayées avec une grande quan-

tité d'eau dans des cuves au centre desquelles tourne un axe vertical armé de tiges de fer. A mesure que l'amalgame se sépare et se dépose au fond, on fait écouler les boues en ouvrant successivement des trous pratiqués à différents niveaux. L'amalgame que l'on obtient ainsi est beaucoup plus impur que le premier; il renferme, en effet, la plus grande partie du plomb et du cuivre qui se sont unis au mercure, vu que les amalgames de ces deux métaux ayant plus d'adhérence pour les résidus que l'amalgame d'argent, s'en détachent plus difficilement, et seulement à la suite d'un lavage plus prolongé.

Résultats du traitement saxon.

La perfection du procédé de Freyberg est démontrée par l'excellence des résultats : la perte en mercure est sept ou huit fois moindre qu'en Amérique; elle est égale à environ 22 pour 100 du poids de l'argent obtenu, et n'atteint pas un demi-millième du poids du minerai. Il y en a un peu de perdu sous forme de calomel; mais la perte principale provient de ce que le mercure se divise beaucoup, prend l'aspect d'écumes, et se mélange intimement avec la gangue. Nous avons vu que cet état se développe d'autant plus que la proportion d'eau d'imbibition est moindre; mais nous savons aussi que pour obtenir un bon rendement il ne faut pas rendre la pâte trop liquide. D'ailleurs on a remarqué à Freyberg que la trop grande division du mercure est produite par une rotation rapide des tonnes, par la présence de minerais argileux et calcaires, par la formation d'amalgames de plomb et de cuivre qui se dissolvent dans le mercure en même temps que l'amalgame d'argent.

Les pertes sur le mercure et sur l'argent ont ordinairement lieu en sens inverse.

Dans le traitement saxon, comme dans le procédé américain, on a observé que les pertes sur le mercure et sur l'argent ont ordinairement lieu

en sens inverse, c'est-à-dire que les conditions tendant à rendre l'extraction de l'argent plus complète et plus rapide tendent à augmenter la consommation de mercure; l'une des principales causes est l'élévation de la température qui atteint ordinairement 25 à 30 degrés. En hiver elle est moins élevée et l'amalgamation a lieu plus lentement; alors la perte sur le mercure serait moindre si on ne donnait à la pâte une consistance plus épaisse en y mettant moins d'eau. Un échauffement artificiel de la masse accélérerait l'amalgamation, mais on a reconnu qu'il occasionnait de trop fortes pertes en mercure. Au contraire, l'addition de chaux dans les tonnes préserve le mercure de la chloruration, en décomposant les chlorures métalliques; elle empêche ainsi l'amalgamation du cuivre et du plomb, mais elle a l'inconvénient d'affaiblir le rendement en argent : c'est un effet semblable que produit la présence d'une gangue calcaire, ainsi que nous l'avons observé dans nos essais et comme on l'a remarqué en grand.

Perte en argent.

A Freyberg, la perte en argent dans l'amalgamation est ordinairement comprise entre 5 et 9 pour 100; soit 7 pour 100 en moyenne. Une partie de ce métal disparaît dans les diverses opérations du traitement, principalement dans le grillage, par volatilisation; mais la plus grande partie de l'argent perdu reste avec les boues, qui ont ordinairement une teneur comprise entre 1 et 1 3/4 dix-millièmes. Il s'y trouve principalement sous forme de sulfure, accompagné de quantités très-minimes d'amalgame, de chlorure, et peut-être de silicate d'argent (1).

(1) Les résidus de Freyberg consistent pour une moitié

Divers modes de traiter les blendes argentifères.

Comme nous avons constaté l'existence de l'argent en proportion notable dans certaines blendes, et comme il y a des mines, notamment en Bretagne, où ces blendes argentifères sont abondantes, nous croyons devoir ajouter ici quelques mots sur les moyens à employer pour extraire le métal précieux du sulfure de zinc. On peut traiter ces substances comme des minerais de zinc ordinaires, c'est-à-dire les soumettre à la distillation en contact avec du charbon, après leur avoir fait subir un grillage modéré. Nous avons vu (p. 27) que le zinc qui est extrait par sublimation d'une blende argentifère ne retient que des traces d'argent. Nous savons d'ailleurs que le grillage, quand il est opéré à une température peu élevée, n'occasionne qu'une faible perte d'argent. Il est vrai que, dans la distillation du zinc, la chaleur étant plus élevée, doit volatiser une certaine partie du métal précieux; mais on pourra le ressaisir en traitant comme minerais d'argent les fragments des appareils distillateurs mis hors de service, en les passant au bocard et lavant les sables pour les fondre ensuite ou les amalgamer.

Quant aux résidus de la distillation, résidus dans lesquels l'argent se sera concentré, on pourra les traiter de deux manières : soit en les fondant avec des matières plombeuses, de façon à obtenir

---

en gangue pierreuse; l'autre moitié est formée d'oxydes de fer, de cuivre et plomb, avec plusieurs centièmes de chlorure de fer et de divers sulfates de chaux, d'alumine, de potasse et de soude. Les eaux qui s'en séparent sont utilisées : on en extrait du sulfate de soude, du chlorure de sodium impur, mais bon pour l'amalgation, et un mélange de sulfate de chaux avec d'autres sels qui est employé dans l'agriculture.

du plomb d'œuvre que l'on coupellera; soit en les soumettant à l'amalgamation : c'est alors un procédé se rattachant à la méthode saxonne qu'il conviendra d'employer; c'est-à-dire qu'il faudra griller ces résidus avec addition de sel marin, et ensuite opérer l'amalgamation dans des tonnes, en présence du fer.

Il serait impossible de soumettre les blendes crues à l'amalgamation en opérant par voie humide, car nous avons vu que les procédés de chloruration à froid ou d'amalgamation directe sont inapplicables à cette sorte de minerais. Mais on pourrait opérer la séparation de l'argent avant d'extraire le zinc, si, immédiatement après le grillage, on soumettait la blende à l'action du mercure; nous avons pu, par un tel procédé (voir p. 586), extraire en 200 heures de rotation les trois quarts de l'argent contenu dans une blende grillée de la mine de Pontpéan, dont la teneur est 0,0016. On pourrait aussi faire des essais en ajoutant du sel marin à la blende pendant la dernière partie du grillage, de façon à chlorurer l'argent que l'on amalgamerait ensuite en présence du fer; ou bien on pourrait encore séparer le chlorure d'argent formé, à l'aide d'une solution chaude et concentrée de sel marin, comme nous l'exposerons un peu plus loin: d'ailleurs les résidus pourront être considérés comme des minerais de zinc.

Nous nous bornons à indiquer ici les procédés applicables au traitement de ces minerais; mais dans la pratique il faudra examiner, eu égard aux conditions locales, quel sera le mode de traitement le plus économique, ou celui qui offrira le moins de difficultés d'exécution; car il est possible qu'en voulant opérer une extraction complète de

l'argent, on rencontre des obstacles qu'on ne parviendra à lever qu'au moyen d'essais exécutés sur une grande échelle.

Amalgamation des cuivres noirs argentifères à Schemnitz.

Nous devons mentionner ici des procédés d'amalgamation qui s'appliquent à des produits métallurgiques argentifèreset qui dériventde la méthode saxonne. Dans quelques usines de l'empire autrichien, notamment à Schemnitz en Hongrie, on soumet à l'amalgamation des cuivres noirs qui contiennent 85 à 90 pour 100 de cuivre et 3 1/2 à 5 millièmes d'argent (1), avec du fer, de l'arsenic, de l'antimoine et du soufre. Ces produits provenant de la fonte de minerais de cuivre argentifères sont chauffés au rouge sombre dans un fourneau à réverbère et apportés incandescents au bocard, où on les pulvérise assez facilement. Ensuite on les grille avec addition de 7 à 9 pour 100 de sel marin. Il est nécessaire pour un bon rendement que le grillage soit complet; il dure environ six heures; la masse doit prendre un aspect noirâtre et être formée en majeure partie d'oxyde noir de cuivre, sans mélange notable d'oxydule; mais il se produit un peu de chlorure de cuivre et l'argent s'y trouve sous forme de chlorure. Après

(1) L'extraction par voie d'amalgamation de l'argent contenu dans les cuivres noirs et autres produits métallurgiques a été décrite dans plusieurs publications allemandes, notamment dans l'intéressant ouvrage de M. Winkler que nous avons déjà cité et d'où nous avons extrait une grande partie des détails économiques concernant ces modes de traitement. Ces procédés, employés en Allemagne, sont peu connus en France, et comme ils sont remarquables par les difficultés que l'on doit surmonter, la description succincte que nous en donnons ici ne paraîtra probablement pas dépourvue d'intérêt.

avoir été moulue, la matière est mise en amalgamation dans des tonneaux rotatifs, avec du cuivre sous forme de boules dans la proportion d'un demi-quintal métrique pour 6 à 7 quintaux de matière, et l'on y verse environ 4 quintaux d'eau bouillante. Après une heure de rotation on y ajoute 2 quintaux de mercure, et l'amalgamation dure environ seize heures, avec une vitesse de rotation de dix-huit à vingt tours par minute; ensuite les tonnes sont remplies d'eau et on les fait tourner pendant deux heures avec une vitesse qui n'est plus que de neuf tours par minute. L'amalgame est alors enlevé; mais comme il se sépare plus difficilement des résidus que dans l'amalgamation des minerais, après avoir séparé le premier dépôt d'amalgame, on remplit de nouveau les tonnes d'eau; puis, après une heure de rotation lente, on enlève une nouvelle portion d'amalgame, et on répète la même opération encore une fois: d'ailleurs le reste du travail a lieu comme à Freyberg (1). L'amalgame d'argent est très-pur, grâce à l'emploi du cuivre comme réducteur du chlorure d'argent. Au contraire, si l'on s'était servi de fer, l'amalgame eût été très-cuivreux, vu que le muriate de cuivre contenu dans la masse aurait été réduit.

Bons résultats de ce procédé.

Les résultats de ce traitement sont très-avantageux; ainsi la perte sur l'argent est seulement de 5 pour 100, dont la moitié environ reste dans les

---

(1) Les résidus de l'amalgamation contiennent 68 p. 100 de cuivre à l'état d'oxyde, que l'on ramène à l'état métallique par une fonte avec du charbon. L'eau de lavage contient aussi un peu de cuivre, qui est précipité par un lait de chaux, et l'hydrate ainsi obtenu est fondu avec les résidus.

résidus; leur teneur n'est que de 0,0001. La perte qui a lieu sur le cuivre est aussi très-minime; elle dépasse à peine 2 pour 100; mais celle qui a lieu sur le mercure est un peu plus considérable et s'élève à quatre lots par quintal de cuivre noir, ce qui fait environ le tiers du poids de l'argent obtenu : elle provient principalement du grand état de division auquel est amené le mercure par suite de la forte densité de la masse cuivreuse.

Traitement par amalgamation des cuivres noirs à Offenbanya.

A Offenbanya, on soumet aussi à l'amalgamation du cuivre noir argentifère; mais ici le traitement est rendu plus difficile, et en même temps moins avantageux, par la présence du plomb qui s'y trouve dans la proportion de 10 pour 100. Nous savons, en effet, que la présence de ce métal entrave la chloruration et ultérieurement l'amalgamation de l'argent. On tâche de l'oxyder au moyen de l'addition dans le grillage de 3 p. 100 de salpêtre; on y met en outre 12 p. 100 de sel marin et 1 p. 100 de sulfate de fer. La torréfaction, qui dure six heures, doit être conduite avec beaucoup de soin, et la température doit s'élever graduellement jusqu'au rouge clair et s'abaisser ensuite avec lenteur pour faciliter l'oxydation du plomb. La masse est ensuite moulue et grillée une seconde fois, mais sans nouvelle addition. Après une seconde mouture, on la charge avec de l'eau dans des tonneaux, en y ajoutant d'abord 8 p. 100 de cuivre en boules et 1 p. 100 de cuivre en plaques; mais c'est seulement après une heure de rotation que l'on y introduit le mercure dans la proportion d'environ un tiers (30 à 35 kilogrammes pour 100 de matière grillée), et l'on fait durer l'amalgamation vingt-quatre heures.

Dans les usines de l'Allemagne le cuivre noir argentifère est généralement fondu avec du plomb, puis soumis à la liquation; mais les résultats de ce mode de traitement sont beaucoup moins avantageux que ceux de l'amalgamation telle qu'elle est employée en Hongrie. Ainsi, d'après l'évaluation de M. Winkler (ouvrage déjà cité, p. 162), si l'on se sert de l'amalgamation, le prix de revient du marc d'argent est quatre fois moindre que si l'on opère par liquation. De plus, à Schemnitz, la perte en argent est seulement de 5 p. 100, tandis que dans l'usine de liquation de Tajowa elle s'élève à 27 p. 100; les cuivres raffinés provenant de la fonte des résidus d'amalgamation ne retiennent que 0,00015 d'argent, tandis que le cuivre obtenu à la suite de la liquation contient encore 0,0006 d'argent : il est donc probable que le traitement des cuivres noirs par liquation finira par être abandonné.

Le traitement des cuivres noirs argentifères par liquation est beaucoup moins avantageux que celui par amalgamation.

La théorie de l'amalgamation des cuivres noirs argentifères donne lieu à des remarques assez importantes : au premier abord, il semble étrange que le sel marin ajouté dans le grillage puisse chlorurer l'argent métallique sans intervention d'acide sulfurique, car les observations faites à Freyberg semblent montrer que si les minerais d'argent soumis au grillage avec sel marin contiennent peu de sulfures métalliques, le rendement en argent est mauvais; aussi d'abord on avait cru que, dans le traitement par amalgamation des cuivres noirs, il ne se formait pas de chlorure d'argent; mais depuis on a constaté le contraire, et même la production de ce chlorure n'exige pas l'intervention des faibles quantités de soufre et d'arsenic que renferment la plupart des cuivres

Remarques sur la chloruration de l'argent par voie sèche au moyen du chlorure de sodium.

noirs. Ainsi, comme l'a observé M. Winkler et comme nous l'avons aussi constaté, l'argent métallique, même pur, est susceptible de décomposer à la chaleur rouge le sel marin, pour se changer en chlorure. D'ailleurs, dans le grillage des cuivres noirs avec du sel, il se produit aussi un peu de chlorure de cuivre; mais, d'après les observations de M. Winkler, il se forme plus difficilement que celui d'argent; néanmoins cet habile métallurgiste pense qu'il peut contribuer à faciliter la chloruration du métal précieux. Il croit d'ailleurs que si la chloruration de l'argent contenu dans les minerais de Freyberg exige, outre la présence du sel marin, celle de pyrites fournissant de l'acide sulfurique par leur décomposition au contact de l'air, on doit l'attribuer à ce que le sulfure d'argent n'est guère susceptible de se transformer en chlorure par un grillage avec du sel marin seul; cette transformation exigerait, d'après lui, l'intervention d'une grande quantité de vapeurs de chlore qui ne seraient pas nécessaires pour chlorurer l'argent métallique. Cette assertion nous ayant paru un peu singulière, nous avons jugé à propos de la contrôler au moyen des deux expériences suivantes :

Expériences concernant la chloruration de l'argent métallique et sulfuré au moyen du sel marin.

20 centigrammes de sulfure d'argent naturel ont été intimement mélangés avec 20 grammes de gangue quartzeuse, puis on les a chauffés au rouge dans un têt en présence de 10 grammes de sel marin. Après une heure de calcination nous avons obtenu seulement 6 milligrammes de chlorure d'argent.

Une expérience tout à fait semblable a été exécutée en remplaçant le sulfure d'argent par de la limaille très-fine d'argent métallique : la quantité

de chlorure d'argent obtenu a été de 20 milligrammes, c'est-à-dire environ trois fois plus considérable. Ainsi, dans de telles circonstances, la chloruration du sulfure d'argent paraît être beaucoup plus difficile que celle de l'argent métallique. D'ailleurs nous avons constaté que dans les deux cas l'addition de sulfate de fer est un puissant auxiliaire ; car ayant répété les deux mêmes expériences en ajoutant à la matière 20 grammes de sulfate de fer, la moitié de l'argent contenu, soit sous forme de sulfure, soit à l'état métallique, s'est changée en chlorure, tandis que, sans addition de sulfate, il n'y a eu à se chlorurer que la trente-quatrième partie de l'argent dans le premier cas et la dixième dans le second. Quoi qu'il en soit, la chloruration de l'argent contenu dans les cuivres noirs exige, comme celle de l'argent renfermé dans les minerais, un grillage longtemps prolongé et la présence d'un grand excès de sel marin.

Amalgamation des mattes cuivreuses argentifères.

Dans les usines du pays de Mansfeld, où l'on traite des minerais de cuivre un peu argentifères, au lieu d'attendre que l'on ait obtenu le cuivre noir pour en extraire l'argent, on opère immédiatement la séparation des deux métaux sur les mattes cuivreuses que produit la fonte du minerai grillé, et qui contiennent environ 50 p. 100 de cuivre et à peu près 3 millièmes d'argent : elles sont bocardées et pulvérisées sous des meules, puis on leur fait subir un premier grillage sans aucune addition, grillage par suite duquel une portion du sulfure d'argent passe à l'état métallique, une partie du cuivre et du fer se change en sulfate et oxyde, une autre portion reste à l'état de sulfure. Cette opération se pratique en deux

talliques auxquels est associé l'argent doivent, après s'être sulfatisés, réagir sur le sel marin et produire un dégagement de chlore, lequel n'a pas lieu, au moins d'une manière notable, dans le grillage avec sel des cuivres noirs. On peut supposer aussi que c'est à la présence de la chaux qu'il faut attribuer une influence défavorable sur le rendement en argent; elle doit agir soit dans le grillage, soit après, pendant la rotation dans les tonnes, comme tendant à ramener une portion du chlorure d'argent à l'état d'oxyde que l'on considère généralement comme n'étant point réductible par le mercure.

Expérience relative à l'action de la chaux sur le chlorure d'argent.

Nous avons fait à ce sujet quelques essais que nous allons rapporter ici : la présence de la chaux est regardée, soit en Europe, soit en Amérique, comme affaiblissant le rendement en argent par l'action qu'elle exerce sur le chlorure d'argent. Cette influence doit probablement se produire lorsque la chloruration a lieu par voie sèche, et les expériences que nous avons exposées précédemment montrent que dans de telles circonstances la présence de cette base est défavorable. Nous avons voulu apprécier si par voie humide la décomposition du chlorure d'argent par la chaux a lieu rapidement avec le concours du sel marin qui dissout une petite portion de chlorure d'argent. Nous avons mélangé ensemble :

Gangue quartzeuse à l'état de sable. .	10,00
Sel marin.	3,00
Chlorure d'argent artificiel.	0,30
Chaux caustique.	0,60

Après addition de la quantité d'eau nécessaire pour former une pâte liquide, on a laissé les ma-

tières en contact pendant quatre jours et on leur a fait subir à diverses reprises un mouvement de rotation qui a duré douze heures. Puis on a lavé la matière à grande eau jusqu'à séparation complète du sel marin; le résidu a été traité par un peu d'acide nitrique faible pour dissoudre l'oxyde d'argent qui aurait pu se former et on a filtré. Ensuite l'addition de quelques gouttes d'acide chlorhydrique à la liqueur n'y a fait naître aucun précipité; elle ne contenait donc pas de traces d'argent. Ainsi même en présence du sel marin qui agit comme dissolvant, après un laps de temps de quatre jours et douze heures de rotation, il ne s'est pas formé d'oxyde d'argent en quantité sensible. Nous ne prétendons pas conclure de là que la chaux est dépourvue de toute action sur le chlorure d'argent, mais que par voie humide et dans des circonstances semblables à celles où nous avons opéré, s'il y a action, elle doit être excessivement lente. L'influence défavorable de cette substance serait peut-être explicable, moins par une décomposition du chlorure d'argent que par des causes indirectes : ainsi nous avons démontré plus haut l'utilité des sulfates dans la réduction du chlorure d'argent, soit par le mercure, soit par un autre métal; par conséquent la chaux qui réduit à l'état insoluble une portion des sulfates peut porter préjudice au rendement en argent.

Nous avons d'ailleurs constaté que non-seulement l'oxyde d'argent n'est pas irréductible par le mercure, mais qu'il peut être décomposé assez facilement par ce métal; l'expérience suivante en fournit la preuve :

50 centigrammes d'oxyde d'argent ayant été

tenus pendant treize jours en contact avec 5 grammes de mercure et ayant subi quarante-cinq heures de rotation, il s'est formé un amalgame contenant 200 milligrammes d'argent métallique : ainsi plus de 40 p. 100 de l'argent ont été absorbés. A la vérité cet amalgame contenait un peu d'oxyde, mais en petite quantité ; car, quand on l'a chauffé, il s'est boursouflé et a laissé dégager un peu d'oxygène. Néanmoins on voit que la réduction de l'oxyde d'argent par le mercure est beaucoup moins difficile qu'on ne le pense en général.

Il semble que l'intervention de la chaux dans l'amalgamation des mattes argentifères du pays de Mansfeld devrait diminuer la perte sur le mercure en décomposant les chlorures métalliques; néanmoins cette perte s'élève de 6 à 9 dix-millièmes du poids de la matte ou à environ 28 p. 100 du poids de l'argent obtenu : ainsi elle est plus considérable que celle qui a lieu dans l'amalgamation des minerais de Freyberg, probablement par suite de la grande densité de la matte grillée, qui réduit le mercure à un plus grand état de division et dont il est ensuite plus difficile de le séparer; par les mêmes causes, la perte qui a lieu dans l'amalgamation des cuivres noirs est encore un peu plus forte. Dans de telles circonstances, il importe de ne pas trop prolonger la durée de l'amalgamation dans les tonnes, car alors la perte en mercure serait augmentée; mais quand on a rempli les tonnes d'eau, pour obtenir une séparation plus complète de l'amalgame, on les fait tourner lentement pendant neuf heures, tandis que deux heures suffisent quand on opère sur des minerais.

L'amalgamation du cuivre noir, telle qu'elle

est pratiquée à Schemnitz, est beaucoup plus simple que celle des mattes cuivreuses; elle donne de meilleurs rendements en argent et avec de moindres frais : il est vrai que la pulvérisation du cuivre noir est plus difficile que celle des mattes; toutefois c'est l'étude des conditions locales qui devra faire donner la préférence à l'une ou l'autre de ces deux méthodes, et montrer s'il vaut mieux amalgamer immédiatement les mattes, ou bien extraire l'argent du cuivre noir.

Amalgamation de mattes argentifères à Freyberg.

A Freyberg on a fait des essais pour soumettre à l'amalgamation des mattes provenant d'une fonte crue de minerais pyriteux argentifères, fonte qui avait pour objet d'en séparer les matières pierreuses; mais ces essais n'ont eu qu'un succès imparfait, et il ne paraît pas qu'on leur ait donné suite. Les mattes étaient grillées une première fois sans addition, de manière à en sulfatiser une partie; et pendant qu'elles étaient encore chaudes, on leur ajoutait 10 p. 100 de sel marin : le mélange était ensuite moulu, soumis à un nouveau grillage, puis amalgamé dans des tonnes de même que les minerais grillés avec sel, si ce n'est que la durée de la rotation devait être prolongée davantage pour obtenir un bon rendement en argent. Dans ce cas la teneur, qui était primitivement de 0,00125, se trouvait réduite à 0,00008; mais la perte en mercure était d'autant plus considérable que l'amalgamation durait plus longtemps. On a essayé, pour diminuer cette perte, d'ajouter dans les tonnes 2 p. 100 de chaux en poudre; c'est en effet ce qui est arrivé, mais alors l'appauvrissement des résidus est devenu plus imparfait.

A Freyberg on a aussi imaginé un procédé pour

Amalgamation des speiss de cobalt argentifères.

extraire par amalgamation la petite quantité d'argent que contiennent certains speiss obtenus dans la fabrication du verre de cobalt avec des minerais un peu argentifères. Ces speiss sont des combinaisons d'arsenic et d'un peu de soufre avec divers métaux, fer, nickel, cobalt, cuivre, bismuth, etc.; ils contiennent 35 à 40 p. 100 d'arsenic et des proportions d'argent variables de 3 dix-millièmes à 3 millièmes (1 à 10 lots par quintal); leur traitement par amalgamation est un peu compliqué, et on peut le citer comme l'un des plus difficiles que puisse présenter l'amalgamation des produits métallurgiques. Il se rapproche de celui que l'on applique aux mattes argentifères, mais il exige des soins encore plus minutieux : une des plus grandes difficultés consiste à obtenir un grillage complet de toutes les particules du speiss; les petites portions qui resteraient dans la masse sans avoir été oxydées retiendraient l'argent et entraveraient l'amalgamation en se mélangeant intimement avec le mercure, dont la séparation deviendrait alors très-difficile. On procède d'abord à un grillage préalable, sans addition, pour chasser l'arsenic et oxyder les métaux autres que l'argent. Ici on n'emploie pas, comme on le fait d'habitude, le poussier de charbon pour décomposer les arséniates qui se forment; c'est afin de ne pas salir la matière et afin d'éviter la réduction d'un peu de speiss à l'état métallique. D'ailleurs on apprécie le degré d'avancement du grillage en passant à travers un crible une portion de la matière prise sur la sole: les parties qui sont encore à l'état d'arséniure restent sur le crible sous forme de grains ronds qui se dépouillent par frottement de leur enveloppe oxydée.

Quelque soin que l'on ait apporté au grillage,

on est obligé de faire un tamisage pour séparer les parties incomplétement oxydées. Puis on pulvérise la matière sous des meules et on la grille de nouveau, pendant six heures au moins, à une température élevée, avec addition d'environ 8 p. 100 de sel marin et 2 p. 100 de sulfate de fer. Ensuite on l'amalgame dans des tonnes avec moitié de son poids de mercure en présence de l'eau et du fer. S'il y reste des grains de speiss non oxydés, ceux-ci réduisent l'amalgame à un grand état de division, et il faut alors employer beaucoup plus de temps pour le séparer par lavage. Après distillation l'argent doit être raffiné avec soin, parce qu'il est allié à de petites quantités de métaux étrangers.

Résultats du mode de traitement.

Les résultats de ce procédé ne sont pas tout à fait satisfaisants, surtout sous le rapport du rendement en argent; il est vrai que les conditions sont bien plus défavorables que dans le traitement des autres matières : la perte en argent s'élève à environ 13 p. 100, non compris ce qui disparaît dans le premier grillage. La plus grande partie de l'argent qui est perdu reste dans les résidus, où il paraît être retenu principalement par l'arsenic qui ne peut être expulsé qu'incomplétement, malgré l'élévation de la température; et cette élévation même tend à volatiliser une portion de l'argent, surtout lorsqu'il est à l'état de chlorure. La perte en mercure a pu être réduite à de faibles proportions par les améliorations que l'on a réalisées dans le travail; ainsi on est parvenu à ne consommer qu'une quantité de mercure égale à un demi-millième du poids des speiss, résultat aussi parfait que celui obtenu dans l'amalgamation des minerais de Freyberg.

Examen des procédés d'extraction de l'argent par l'amalgamation américaine.

Méthode d'amalgamation américaine comparée à la méthode européenne.

Nous allons examiner actuellement les procédés d'amalgamation employés en Amérique ; ils présentent les caractères suivants, directement opposés à ceux qui distinguent les procédés européens :

1° La chloruration de l'argent et l'amalgamation ont lieu simultanément ;

2° La chloruration a lieu par voie humide ;

3° La réduction du chlorure est effectuée en général par le mercure, et une portion plus ou moins considérable de l'argent est amalgamée sans avoir passé à l'état de chlorure.

Dans les procédés employés en Europe, le bas prix du combustible et du sel marin permet d'en consommer de grandes quantités et de faire intervenir les agents de chloruration à la chaleur rouge, dans des conditions telles que les minerais soient enveloppés par une atmosphère de chlore. En Amérique, le combustible est rare et les frais de transport à dos de mulet élèvent considérablement le prix du sel ; les circonstances exigent donc la plus stricte économie dans l'emploi de ces matières premières. Aussi le sel est employé à l'état liquide et l'on en consomme trois à quatre fois moins que dans la chloruration par voie sèche ; de plus le combustible, au lieu d'être employé à échauffer de grandes masses de minerais, est réservé au grillage des pyrites cuivreuses, qui étant amenées à l'état de sulfate servent comme élément essentiel dans la chloruration. Les diffé-

rences qui existent entre les méthodes employées en Europe et en Amérique sont donc la simple conséquence de conditions locales tout à fait opposées, et c'est ce qui explique l'insuccès des tentatives que l'on a faites pour importer au Nouveau-Monde les procédés d'amalgamation usités sur l'ancien continent.

Deux modes de traitement employés en Amérique.

Dans la plupart des établissements du Mexique, le traitement a lieu à froid et est désigné par le nom de *beneficio de patio;* le traitement à chaud ou *beneficio de cazo*, qui est exécuté dans des chaudières en cuivre et à la température de l'ébullition de l'eau, n'est pratiqué que dans un petit nombre d'usines et n'est applicable qu'à certaines espèces de minerais où l'argent est combiné avec un corps halogène, du chlore ou du brome.

Procédé du patio.

Sans donner une description détaillée de l'opération du *patio*, nous allons en indiquer les points essentiels (1), notre but principal étant d'éclaircir les réactions qui s'y produisent et d'indiquer les modifications qu'il nous paraît convenable d'y apporter là où les conditions locales le permettent. Les minerais dont la teneur ordinaire varie de 2 à 3 millièmes sont d'abord bocardés, puis porphyrisés sous des espèces particulières de meules nommées arrastras (2); on les dépose ensuite

(1) Nous avons extrait de l'intéressant ouvrage de M. Duport, sur la production des métaux précieux au Mexique, la plupart des données techniques relatives à l'opération du patio.

(2) Ces appareils de broyage, nommés *arrastras*, consistent en de grandes auges circulaires à la surface desquelles se meuvent autour d'un arbre vertical placé au centre, des blocs de porphyre servant de meule et fixés à deux traverses en croix, aux extrémités desquelles sont attelées

sur une vaste cour dallée (*patio*) : on y étale 50 à 70.000 kilogrammes de minerai et on forme ainsi la tourte (*torta*), à laquelle on ajoute 2 à 3 p. 100 de sel marin et 3/4 à 1/2 p. 100 de magistral formé de pyrites cuivreuses grillées et contenant une proportion de sulfate de cuivre variable de 8 à 20 p. 100, avec une quantité analogue d'oxyde de fer, et un mélange de gangue pierreuse avec de très-petites quantités de sulfate de chaux et d'oxyde de fer. Dans le magistral récemment grillé, le sulfate de cuivre est anhydre, et les amalgameurs apprécient sa qualité d'après la chaleur qu'il dégage au moment où on y ajoute de l'eau qui le fait passer à l'état d'hydrate. Ils regardent comme privé de ses propriétés essentielles le magistal qui a absorbé l'humidité de l'air, et qui ne s'échauffe plus quand on le pétrit avec de l'eau ; mais cette opinion est certainement erronée, puisqu'on emploie souvent comme magistral le sulfate de cuivre hydraté provenant des ateliers de départ ; elle tient sans doute à ce que le magistral, où le sulfate de cuivre est hydraté, ne possède plus les caractères empiriques à l'aide desquels les praticiens jugent grossièrement la proportion de sulfate de cuivre qui s'y trouve.

des mules. Lorsque les minerais que l'on veut broyer sont aurifères, on met dans les auges un peu de mercure destiné à amalgamer l'or qui s'y trouve et qui est absorbé avec plus de facilité par le mercure que l'argent natif. On obtient alors un amalgame auro-argentifère, duquel on extrait ensuite par distillation de l'argent fin contenant plusieurs centièmes d'or. Si au lieu de recueillir l'or immédiatement, on attendait qu'il s'amalgamât avec l'argent dans l'opération du patio, il serait uni à une telle quantité de ce dernier métal, que leur séparation ne pourrait guère être effectuée avec bénéfice.

Le magistral est ajouté à la tourte tantôt en même temps que le sel, tantôt vingt-quatre heures après, puis on remue la masse avec des pelles et on la fait piétiner par des mulets ou des chevaux. Dès que le mélange est opéré, on y ajoute immédiatement les deux tiers de la quantité de mercure qui est destinée à l'opération, et qui doit être d'environ six fois le poids de l'argent à extraire. On opère ensuite un nouveau mélange et pétrissage (*repaso*) de la même manière qu'avant l'addition du mercure; après quoi on laisse de nouveau la masse en repos; mais de temps en temps on fait de nouveaux piétinements ou *repasos*, dont le but est d'activer les réactions.

Manière d'apprécier l'état de l'opération.

La marche du travail est appréciée par de fréquents essais (*tentaduras*) que le chef amalgameur (*azoguero*) effectue en délayant et agitant une petite portion de la masse dans un vase en forme de sébille. Après élimination du minerai qui a la forme de boue, il reste trois couches au fond de ce vase, une première couche composée de mercure altéré et très-divisé (*desecho*), avec de l'amalgame d'argent ayant l'aspect de granules très-ténus et nommé *limadura* (limaille d'argent); au-dessous est une couche de schlichs métalliques (*asiento*); elle recouvre le mercure argentifère liquide ou l'amalgame déjà solidifié, si le travail est très-avancé. C'est l'aspect du mercure et de la limadura qui sert à apprécier l'état de l'opération; elle marche convenablement lorsque la surface du mercure est grisâtre et que les globules, sans avoir leur liquidité ordinaire, sont susceptibles de se réunir sans trop de difficulté. Mais la marche du travail est trop lente, et on dit que *la tourte a froid* si le mercure conserve son aspect naturel

même temps que sur l'argent; c'est pour atténuer cette dernière cause de perte que les amalgameurs ont quelquefois recours à l'emploi de la chaux ou des cendres pour décomposer l'excès du magistral.

Les expériences que nous avons exposées dans ce mémoire vont nous servir à fixer d'une manière précise les traits principaux de l'amalgamation américaine et à montrer qu'indépendamment des réactions indiquées tout à l'heure, il se produit d'autres effets qui ne sont pas sans importance et qui augmentent la complication des phénomènes. Elles vont aussi nous permettre d'expliquer les causes des énormes variations que produisent dans le résultat final les différences de composition des minerais.

Remarques sur la chloruration de l'argent.

Les savants qui se sont occupés de l'amalgamation des minerais d'argent ont regardé la chloruration que produit sur ce métal le bichlorure de cuivre comme s'effectuant seulement sous l'influence du sel marin; or nous avons vu que cette intervention n'est pas indispensable, mais qu'elle accélère le phénomène. D'ailleurs, même en présence du sel marin, la chloruration de l'argent natif ou sulfuré est très-lente; elle l'est encore davantage quand l'argent est combiné avec des sulfures d'arsenic ou d'antimoine et s'il se trouve associé en petite quantité à des sulfures métalliques étrangers, il ne passe à l'état de chlorure que quand la presque totalité de ces sulfures a été décomposée, ce qui exige un laps de temps fort long. De là nous pouvons conclure que dans l'amalgamation américaine la plus grande partie de l'argent qui se trouve engagé dans des combinaisons sulfurées multiples doit échapper à la chlo-

ruration et rester avec les résidus, conclusion qui est tout à fait d'accord avec les observations de M. Duport (1).

Une portion de l'argent s'amalgame sans avoir passé à l'état de chlorure.

Nous rappellerons aussi que le sulfure d'argent est décomposé par le mercure seul plus facilement que le chlorure; à la vérité en présence des sulfates et chlorures que renferme l'eau d'imbibition de la tourte, c'est le contraire qui doit avoir lieu. Néanmoins, vu la lenteur de la chloruration (2), il est certain qu'une portion de l'argent

(1) D'après ce métallurgiste (voir p. 141), à Guanaxuato où les minerais sont peu pyriteux et contiennent principalement de l'argent natif et sulfuré, la perte en argent n'est évaluée que de 5 à 7 p. 100; M. Duport l'estime à 10 p. 100. Au Fresnillo, où les minerais sont chargés de galène, pyrites et blende, elle est de 28 p. 100 d'après le produit d'une année comparé aux resultats des essais. À Vetagrande (près Zacatécas), où les minerais contiennent peu de sulfures métalliques, mais beaucoup d'argent sulfuré-antimonié rouge et noir, la perte s'élève à 35 et 40 p. 100.

(2) Le sulfure d'argent est transformé si lentement en muriate par le bichlorure de cuivre, que d'habiles métallurgistes ont contesté la formation du chlorure d'argent dans l'amalgamation américaine. Les expériences que nous avons exécutées pour constater directement cette formation ne paraîtront donc pas inutiles : on a mis en présence les matières suivantes, qui se trouvent à peu près dans les mêmes rapports que les mélanges de minerai, de magistral de sel et de mercure formés au Mexique par les Azogueros, si ce n'est qu'il y a une moindre quantité de gangue.

	gr.
Gangue quartzeuse......	20,00
Argent sulfuré naturel. . .	0,50
Sulfate de cuivre cristallisé.	0,40
Sel marin...........	6,00
Mercure............	3,00

Quatre mélanges identiques ayant été placés avec l'eau nécessaire pour en faire une pâte dans des flacons différents que l'on faisait tourner environ deux heures chaque jour, on a examiné successivement, de semaine en semaine, les

qui s'amalgame est absorbée par le mercure sans avoir été combinée préalablement avec du chlore, et par suite il doit se former du sulfure de mercure qui est probablement ensuite chloruré, de la même manière que l'argent sulfuré, sous l'influence du bichlorure de cuivre.

Action du protochlorure de cuivre dans l'amalgamation américaine.

D'ailleurs le protochlorure de cuivre qui se forme par réaction du bichlorure sur les sulfures métalliques et aussi sur le mercure donne lieu lui-même à diverses réactions; il se dissout dans la liqueur qui renferme du bichlorure de cuivre et du sel marin; avant de passer à l'état d'oxychlorure, il tend à changer le chlorure d'argent en sous-chlorure; il réagit aussi sur le sulfure d'argent, comme nous l'avons vu précédemment, pour le ramener à l'état métallique, avec formation de sulfure et bichlorure de cuivre et aussi d'un peu de chlorure d'argent. Mais une fois que le protochlorure de cuivre a absorbé l'oxygène atmosphérique pour se changer en oxychlorure, il

---

produits qui ont pris naissance au bout de 7, 14, 21 et 28 jours. Après avoir filtré la liqueur salée, chaque fois on y a reconnu l'existence de chlorure d'argent en dissolution, au moyen d'une lame de cuivre qui a toujours blanchi; la formation de ce chlorure ne saurait donc être contestée. Quant au mercure, il s'est changé en un amalgame butyracé, lequel renfermait au bout d'une semaine 31 centigrammes d'argent; pendant le cours de la seconde semaine, quatre autres centigrammes d'argent se sont ajoutés à la portion déjà dissoute dans le mercure, puis l'augmentation de richesse de l'amalgame est devenue très-minime pendant les deux autres semaines. Ainsi les dernières portions d'argent contenues dans la matière paraissent être fort difficiles à extraire : c'est un fait que nous avons remarqué bien des fois dans nos expériences, et qui a aussi été généralement observé dans le traitement en grand des minerais argentifères.

devient inerte. Cependant on a prétendu que cet oxychlorure est susceptible de réduire le sulfure d'argent; mais d'après les essais que nous avons exécutés, cette action réductive ne serait pas sensible, du moins à la température ordinaire. Toutefois le protochlorure de cuivre, bien qu'étant seulement un produit intermédiaire, paraît jouer un rôle important dans la décomposition du sulfure d'argent, et très-probablement une portion notable de l'argent qui est amalgamé a été isolée par cet agent, sans passer à l'état de chlorure; c'est ce que nous allons montrer tout à l'heure.

Influence des sels et des gangues.

Nous avons fait voir que les sulfates contenus dans la masse en amalgamation jouent un rôle indirect en accélérant la réduction du sulfure et du chlorure d'argent par le mercure, réduction qui est déjà facilitée par la solubilité de l'un de ces composés, dans le sel marin. Les gangues de différentes sortes et la proportion d'eau d'imbibition exercent aussi une influence notable sur l'amalgation, bien qu'elle soit en général purement mécanique; les gangues denses, maigres ou sableuses sont beaucoup plus favorables que les gangues grasses ou plastiques.

Influence des sulfures métalliques.

D'ailleurs, les expériences que nous avons décrites dans la seconde partie de notre mémoire montrent que les sulfures métalliques doivent aussi être pris en considération, lorsqu'il s'agit d'expliquer les phénomènes de l'amalgation américaine : d'abord, ils réagissent sur le magistral, et l'action chlorurante de cet agent se porte sur eux beaucoup plus encore qne sur le sulfure d'argent. Ainsi, nous avons constaté que la galène est susceptible de décomposer une proportion de bichlorure de cuivre égale au cinquième de son

poids. Par conséquent, on est obligé d'ajouter une proportion beaucoup plus considérable de magistral et il faut prolonger davantage l'opération; or ces deux circonstances augmentent considérablement la perte en mercure. En outre, nous avons montré que les sulfures de zinc et de plomb décomposent le chlorure d'argent et précipitent ce dernier métal à l'état de sulfure : ainsi, dans le traitement des minerais contenant beaucoup de blende et de galène, à mesure que le sulfure d'argent se changera en chlorure, celui-ci sera susceptible d'être décomposé et ramené à l'état de sulfure. A la vérité, cette réaction sera probablement limitée, vu que la proportion de sel marin dans laquelle peut se dissoudre le chlorure d'argent est peu considérable, et la décomposition de cette substance par les sulfures est très-lente, si elle n'est pas tenue en dissolution. Néanmoins, les circonstances que nous venons de signaler retarderont l'opération, et, à la fin du travail, non-seulement la plus grande partie de l'argent combiné avec les sulfures métalliques n'aura pas été amalgamée, mais il pourra en être de même d'une petite portion de celui qui se trouvait sous forme de sulfure simple. Ainsi, ces minerais donneront lieu à une grande perte de mercure et à un rendement d'argent très-médiocre; c'est en effet ce qui a lieu, d'après M. Duport, pour les minerais d'argent chargés de sulfures métalliques : nous indiquerons tout à l'heure les moyens que l'on pourrait employer pour remédier à ces inconvénients.

Variabilité des résultats du traitement américain.

On comprend que les résultats du traitement américain doivent être extrêmement variables, non pas tant à cause de l'inégale habileté avec laquelle il est pratiqué, que par suite des diffé-

rences qui ont lieu dans la nature des minerais et des gangues pierreuses ou métalliques. En effet, la perte en argent varie depuis 5 p. 100 jusqu'à 40 p. 100, et la consommation en mercure varie entre une et deux parties pour une partie d'argent obtenu ; il est rare qu'elle soit moindre de un et demi pour un d'argent.

Le procédé du patio est encore dans le même état qu'à l'époque où il a été inventé.

Indiquons les principaux vices de l'amalgamation du patio : on peut dire que ce mode de traitement est encore dans l'enfance, car il est resté presque au même point qu'à l'époque où il venait d'être inventé par Médina au milieu du XVIe siècle ; en voici la preuve. M. Duport est parvenu à constater que les minerais traités de 1570 à 1585 ont rendu 0,0016 d'argent, et que la perte en mercure a été de douze onces par marc d'argent obtenu ; or, ces proportions sont encore à peu près les mêmes aujourd'hui (1). Les seules améliorations qui aient été réalisées n'ont point rapport aux vices essentiels du procédé ; elles ont consisté à substituer le piétinement des mules et des chevaux à celui des hommes, et à conduire l'opération de manière à être obligé plus rarement d'employer la chaux ou les cendres.

L'application purement pratique du procédé laisse peu à désirer.

Si l'on fait abstraction des principes scientifiques, on ne peut contester que la pratique pure du procédé n'ait atteint un grand degré de perfec-

(1) La perte de mercure est un peu plus forte aujourd'hui, ce qui nous paraît tenir à ce que dans l'origine les minerais étaient probablement moins sulfureux qu'aujourd'hui, à ce que la proportion des minerais *colorados* devait être un peu plus forte relativement à celle des *negros*, attendu que les mines étaient moins profondes, et par suite on devait avoir besoin d'employer moins de magistral, ce qui devait occasionner une moindre perte en mercure.

tion : l'appréciation de la marche du travail d'après l'inspection du mercure et de l'amalgame d'argent ne laisse presque rien à désirer. Ainsi, M. Duport cite (*loc. cit.* p. 111) un concours qui eut lieu entre les Azogueros ou chefs amalgameurs, concours dans lequel des quantités pesées d'un même minerai, traitées par chacun d'eux dans les mêmes conditions, donnèrent des résultats tellement semblables que les différences dans le rendement en argent ne surpassèrent pas 7 p. 100.

Absence d'essais. Mais, que l'on soumette à une critique scientifique le traitement du patio, tel qu'il est généralement pratiqué en Amérique, on reconnaîtra qu'il est vicieux dans la plupart de ses parties ; le premier défaut et celui qui rend les perfectionnements presque impossibles, consiste dans l'absence de toute espèce d'essai pour constater la teneur en argent. On n'essaye ni les minerais, ni les résidus de l'amalgamation, et cependant plusieurs de ces essais sont susceptibles d'être exécutés d'une manière fort simple : ainsi les amalgames pourraient être essayés au chalumeau, et souvent les minerais pourraient l'être avec le même instrument, au moyen de petites coupelles et de lames de plomb pauvre, ainsi que le font actuellement les ingénieurs anglais du district de Guadalupe y Calvo.

Utilité d'essais méthodiques. D'ailleurs les essais des minerais devraient être exécutés d'une manière méthodique ; il ne suffirait pas que l'on déterminât la proportion de l'argent, mais il faudrait examiner la nature des minerais, les substances avec lesquelles l'argent se trouve associé et tâcher de connaître approximativement la portion qui est à l'état natif ou sous forme de sulfure simple, et celle qui est combinée avec des sulfures métalliques dont il est diffi-

cile de le séparer par les agents qui sont en jeu dans le patio. Outre l'examen minéralogique, un essai en petit, fait en triturant la matière avec du mercure, fournira d'utiles indications. On peut aussi employer l'acide azotique étendu de 6 à 8 parties d'eau pour dissoudre l'argent qui est à l'état natif, de la manière exposée à la page 545. Ensuite, si l'on traite successivement la matière par de l'acide chlorhydrique bouillant et par de l'ammoniaque, on extraira l'argent qui se trouve à l'état de sulfure simple, ainsi que l'a proposé M. Duport; mais cette séparation n'a lieu que si le minerai ne renferme pas de sulfures métalliques en quantité notable; autrement il y aurait une décomposition du chlorure d'argent au moment où l'on ajouterait l'ammoniaque pour le dissoudre, et une portion plus ou moins considérable de l'argent repasserait à l'état de sulfure.

Remarques touchant l'action du magistral sur le protochlorure de cuivre.

Mais laissons de côté les inconvénients inhérents au manque d'essais : la méthode américaine, considérée dans son essence, paraît être vicieuse au point de vue théorique, abstraction faite des exigences locales qui la font préférer malgré ses défauts à des méthodes plus parfaites. En effet, pour opérer la chloruration de l'argent, on emploie un procédé qui est très-lent, et pendant le long espace de temps qu'exige la chloruration, on met en présence des corps chlorurants une substance très-chère, le mercure, qui tend à en décomposer une partie, et qui disparaît en occasionnant des dommages considérables. On peut, il est vrai, faire observer que cette décomposition donne naissance à un produit, le protochlorure de cuivre, qui joue un rôle utile dans l'amalgamation. Néanmoins c'est pour prévenir une trop forte perte de

mercure que les amalgameurs veillent continuellement à maintenir entre les minerais et le magistral la proportion qui doit faire subir le moins de perte au mercure. Mais malgré l'habileté avec laquelle les Azogueros savent apprécier une circonstance aussi délicate, il y a des minerais qui exigent une forte proportion de magistral, et qui occasionnent nécessairement une grande perte de mercure.

Procédé dit *Beneficio de curtido.*

Le vice principal de cette méthode a été senti depuis longtemps, et, dès 1784, Sarabia avait tâché de l'éviter en créant le procédé dit *beneficio de curtido*, dans lequel le minerai était trituré pendant un certain nombre de jours en contact avec le sel et le magistral, avant que l'on y ajoutât le mercure. Mais comme, au moment où on faisait cette addition, il restait un excès de bichlorure de cuivre qui réagissait alors sur le mercure, l'inconvénient n'était qu'en partie évité, et de plus le rendement en argent était amoindri; ce qui ne pouvait manquer d'arriver, attendu que la décomposition des sulfures d'argent n'a pas lieu simplement sous l'influence chlorurante du magistral et du sel marin, mais aussi par le concours d'autres actions qui se produisent simultanément et dans lesquelles intervient le mercure. Lorsque l'on suppose que la chloruration de l'argent est parvenue à un point suffisant, il faudrait, pour éviter l'altération du mercure, séparer ou décomposer les portions restantes du réactif chlorurant : on pourrait y parvenir de plusieurs manières, soit par l'emploi du fer, qui, étant un métal plus positif que le mercure, empêcherait l'action du bichlorure de se porter sur lui; on pourrait encore employer la chaux, et si l'on crai-

gnait qu'elle ne réagît sur le chlorure d'argent, il faudrait, par un essai préalable, doser la portion de bichlorure du cuivre qui resterait à décomposer et ajouter une quantité de chaux proportionnelle.

En supposant qu'on ne veuille pas changer radicalement la méthode américaine dans laquelle les phénomènes se passent avec beaucoup de lenteur, il est facile de voir que la division de l'opération du patio en deux parties entraînerait la nécessité d'un laps de temps beaucoup plus considérable, si l'on voulait obtenir un égal rendement en argent; car dans le procédé actuel, en même temps que la chloruration a lieu, le mercure décompose le chlorure d'argent déjà formé; il s'empare en même temps de l'argent natif et d'une portion de celui qui est sulfuré. En outre, il réagit sur le bichlorure de cuivre et en fait passer une partie à l'état de protochlorure qui, d'après ce que nous avons vu, se comporte comme agent réducteur du sulfure d'argent. Tous les phénomènes sont réunis et marchent simultanément, à la vérité, au détriment du mercure; mais quand on considère combien est lente et difficile la décomposition des combinaisons dans lesquelles se trouve engagé l'argent, on peut croire qu'il vaut encore mieux sacrifier un peu de mercure, afin de rendre le travail plus rapide. Ce métal joue dans l'amalgamation un rôle essentiel et continu; vu sa grande divisibilité et la manière intime dont il se mélange avec la tourte, il serait difficile de le remplacer par d'autres corps métalliques, si ce n'est par des amalgames, comme nous l'indiquerons tout à l'heure.

Nous avons fait des expériences qui montrent à

Expériences ayant pour but d'éclaircir l'action simultanée du mercure, du magistral et du sel marin.

quel point l'extraction de l'argent est accélérée par l'action simultanée du mercure, du magistral et du sel marin; elle fait aussi ressortir la multiplicité des phénomènes qui ont lieu dans l'amalgamation américaine : nous avons mélangé ensemble les matières ci-dessous :

	gr.
Gangue quarzeuse à l'état de sable. .	20,00
Argent sulfuré naturel.	0,50
Sulfate de cuivre cristallisé.	0,40
Sel marin.	6,00

On a ajouté la quantité d'eau nécessaire pour faire une pâte demi-liquide, puis on a tenu ces matières en contact 13 jours pendant lesquels il y a eu 50 heures de rotation.

Une expérience semblable a été faite en même temps et de la même manière sur un pareil mélange, mais avec addition de 3 grammes de mercure. Dans le premier cas le sulfure d'argent n'a été attaqué qu'en faible proportion; il a donné $0^{g},15$ de chlorure : d'ailleurs une partie du sel de cuivre a été décomposée. En effet, la matière ayant été lavée et filtrée, on a cherché si le résidu contenait de l'oxychlorure de cuivre, lequel devait nécessairement résulter de l'action du sulfate de cuivre sur le sulfure d'argent au contact de l'air. On a traité ce résidu par de l'acide acétique pour dissoudre l'oxychlorure; puis, en y ajoutant du nitrate d'argent, la liqueur s'est troublée.

Dans la seconde expérience la liqueur provenant du traitement du résidu par l'acide acétique a donné, quand on y a versé du nitrate d'argent, un abondant précipité de chlorure. D'ailleurs, il s'était formé un amalgame contenant 30 centigrammes d'argent, c'est-à-dire environ 70 p. 100 de la quan-

tité contenue primitivement dans la matière. Quant au poids du mercure, il était réduit à $2^g,02$: il y en avait donc 98 centigrammes de perdus, en partie mécaniquement, en partie sous l'influence du magistral et du chlorure d'argent qui a été réduit.

Si une portion très-considérable de l'argent a été extraite dans la seconde expérience, en présence du mercure, tandis que dans la première où il n'y avait pas de mercure, le sulfure d'argent n'a été que faiblement attaqué, on doit attribuer ce résultat à plusieurs causes : d'abord le mercure seul est susceptible de réduire le sulfure d'argent et une petite portion du métal a pu ainsi être extraite; d'un autre côté, une certaine partie du bichlorure de cuivre ayant été changée par le mercure en protochlorure, ce produit a dû agir comme réducteur sur l'argent sulfuré.

D'ailleurs, le mercure et les premières portions d'argent réduit ont pu former par leur contact un couple voltaïque et donner lieu à des effets électrochimiques particuliers, effets qui ne peuvent se produire en l'absence du mercure. Quoi qu'il en soit, l'expérience montre que la présence du mercure contribue efficacement à activer la décomposition du sulfure d'argent.

Autre considération montrant l'influence indirecte du mercure sur la décomposition des sulfures d'argent dans le patio.

Enfin, nous rappellerons ici une considération importante qu'a fait valoir M. Duport en faveur de l'opération du patio, telle qu'elle est pratiquée habituellement : la décomposition du sulfure d'argent par le bichlorure de cuivre est très-lente, et elle s'arrêterait bientôt, si le chlorure d'argent, à mesure qu'il se forme, n'était pas détaché des portions de sulfure qu'il recouvre, soit par frottement, soit par dissolution. Or, les triturations

qui ont lieu dans le patio sont discontinues, et c'est l'eau salée qui supplée à l'insuffisance de cette cause en dissolvant le chlorure d'argent; mais comme elle n'est pas concentrée, et que son pouvoir dissolvant est faible, elle en serait bientôt saturée, si le mercure n'en précipitait l'argent, à mesure qu'il s'y dissout à l'état de chlorure; et il intervient ainsi comme un agent presque nécessaire pour rendre continue la chloruration. On pourrait, il est vrai, s'en passer, si l'eau qui imbibe la tourte contenait une proportion beaucoup plus forte de sel marin, ce qui aurait en outre l'avantage de rendre la chloruration plus rapide. On n'emploie pas ordinairement ce moyen, à cause du prix élevé du sel marin; mais la difficulté ne serait pas probablement insurmontable, du moins dans beaucoup de localités. Il serait possible, en effet, de faire servir presque indéfiniment les mêmes eaux à la chloruration en les recueillant dans des bassins d'épuration, et, là où l'espace le permet, on pourrait les concentrer dans des bassins adjacents sous l'influence de la chaleur solaire; indépendamment de l'économie de sel marin, on en aurait probablement une aussi sur le magistral.

Perte inévitable de mercure dans le patio.

Outre les pertes qu'éprouve le mercure mécaniquement et sous l'influence du bichlorure de cuivre, il est une autre cause de perte, qui est inévitable dans le procédé actuel et qui consiste en ce que le mercure agit comme réducteur presque exclusif du chlorure d'argent (1); il en résulte une

(1) On peut admettre que le fer des chevaux ou des mules qui piétinent la tourte doit contribuer à réduire le chlorure d'argent; mais ce doit être dans une faible me-

consommation de mercure qui varie en raison du poids de l'argent obtenu. Ce fait est parfaitement connu des amalgameurs qui divisent la perte du mercure en deux parties; l'une nommée *consumido*, correspondant à la portion de mercure qui a dû agir comme agent chimique et qui, d'après eux, ne peut jamais être inférieure au poids de l'argent obtenu, l'autre qu'ils nomment *perdido* et qui correspond au mercure perdu mécaniquement ou par suite d'un mauvais travail.

Remarques sur l'intervention d'un métal autre que le mercure.

On a fait des tentatives pour faire intervenir avec le mercure un autre agent réducteur, et diminuer ainsi la perte qu'il éprouve; mais tant que dans le patio seront réunies l'amalgamation et les transformations qui la précèdent, il paraît difficile que l'on puisse éviter entièrement cette perte, sans tomber dans d'autres inconvénients non moins graves; car pour empêcher le mercure de décomposer le chlorure d'argent et d'être altéré, par le bichlorure de cuivre, le métal que l'on emploiera devra être en excès et avoir des affinités chimiques supérieures à celles du mercure et de l'argent; mais en même temps qu'il réduira le chlorure d'argent, il tendra aussi à décomposer le bichlorure de cuivre et pourra entraver la marche de l'opération.

Emploi de l'amalgame de cuivre à Guadalupe y Calvo.

Toutefois à Guadalupe y Calvo on est parvenu à diminuer notablement la perte en mercure, tout en conservant un bon rendement en argent, au moyen d'un procédé ingénieux dont la pratique exige des soins particuliers que l'on ne prend pas dans les autres ateliers d'amalgamation. Ce

---

sure, à cause de la petite quantité de ce fer, et vu que le piétinement n'a pas lieu d'une manière continue.

mais il est beaucoup de régions en Amérique où la cherté du combustible et du sel marin ne permet pas d'employer cette méthode (à Freyberg, la consommation de chlorure de sodium est de 10 p. 100 du poids du minerai, tandis qu'elle est seulement de 2 1/2 p. 100 dans le patio). Il conviendrait d'essayer l'emploi des sulfates et du cuivre métallique dont l'action simultanée peut, à la température de l'eau bouillante, isoler l'argent des combinaisons dans lesquelles il est engagé, ainsi que nous l'avons prouvé par de nombreuses expériences; nous pensons que si cette nouvelle méthode est essayée dans diverses localités et sur des minerais de différentes sortes, il y a des cas où elle pourra être substituée avantageusement à l'ancien procédé.

Améliorations dont est susceptible l'amalgamation américaine.

Résumons les moyens par lesquels on peut améliorer l'amalgamation américaine :

1° Il faut exécuter des essais ayant pour objet la teneur des minerais et leur nature, la manière dont l'argent s'y trouve distribué, à l'état natif, sous forme de sulfure simple et double ou bien combiné avec d'autres sulfures métalliques : les essais devront aussi s'étendre aux divers produits de l'amalgamation et aux résidus qui sont rejetés. Très-souvent dans la préparation mécanique des minerais, il convient de les trier comme on le fait en Europe, afin d'appliquer à chaque sorte un mode de traitement approprié à sa nature. S'il en est qui renferment beaucoup de sulfures métalliques, il faudra tâcher de les séparer de ceux qui en contiennent peu : les minerais chargés de sulfures ne se trouvent pas en général aux mêmes niveaux que ceux qui en sont dépourvus ; aussi la

séparation de ces deux sortes est en général assez facile à opérer : les minerais sulfureux pourront être traités, suivant les cas, de différentes manières, soit chlorurés par voie sèche, soit grillés et chlorurés ensuite par voie humide, soit réduits à la température de l'eau bouillante par un métal aidé de l'action des sels.

2° Dans beaucoup de cas il semble possible d'activer la décomposition des sulfures d'argent et l'amalgamation de ce métal, telles qu'elles ont lieu dans le patio, au moyen de solutions plus concentrées de sel marin, en ayant soin de les faire servir plusieurs fois. De plus on peut diminuer la perte de mercure par l'emploi de l'amalgame de cuivre, comme on le fait à Guadalupe y Calvo; néanmoins cette perte sera toujours beaucoup supérieure à celle entraînée par le traitement saxon, tant que dans le patio la transformation des composés argentifères s'effectuera en présence de mercure et de substances chlorurantes. D'ailleurs il paraît difficile de séparer cette transformation de l'amalgamation proprement dite, sans affaiblir le rendement en argent ou sans prolonger beaucoup la durée du travail, car la chloruration des sulfures d'argent simple et double n'a lieu qu'avec une extrême lenteur, et nous avons vu que le mercure joue un rôle indirect dans la décomposition de ces sulfures sous l'influence du magistal et du sel.

3° Il conviendra d'essayer, concurremment avec la méthode du patio, le procédé de réduction par le cuivre accompagné de sulfates : les résultats obtenus par le rendement en argent et la perte en mercure serviront à décider, eu égard aux condi-

tions économiques de chaque localité, lequel des deux procédés devra être préféré.

Méthode d'amalgamation du cazo.

Minerais auxquels est applicable le procédé du cazo.

Depuis longtemps, on emploie en Amérique un procédé d'amalgamation inventé par Barba et qui offre un plus grand degré de perfection que le patio; c'est l'amalgamation à chaud sous l'influence du cuivre métallique (*le cazo*). Il est évident que pour les minerais qui renferment une quantité assez considérable de chlorure et de bromure d'argent, il n'est pas nécessaire de les soumettre à l'action de substances chlorurantes; dans ce cas sont les minerais que l'on nomme *colorados* à cause de la coloration produite par l'oxyde de fer qui accompagne habituellement les chlorobromures d'argent. Ces minerais sont aujourd'hui plus fréquents dans l'Amérique méridionale qu'au Mexique où les mines ont atteint une plus grande profondeur et fournissent plus ordinairement des *negros* ou minerais noirs et sulfureux. On réduit les colorados directement en les mettant, après porphyrisation, dans des chaudières en cuivre, avec de l'eau bouillante et du mercure: on y ajoute du sel marin dans la proportion de une partie pour cinq à dix parties de minerai; il dissout le chlorure ou le bromure d'argent et en facilite la réduction, qui est produite par le cuivre de la chaudière. Le mercure que l'on ajoute à différentes fois ne doit pas former pendant toute la durée de l'opération plus du double du poids de l'argent; car on a remarqué qu'au delà de cette proportion le mercure adhère au cuivre du fond de la chaudière; alors la réduc-

tion du chlorure d'argent n'est plus effectuée par le cuivre, mais par le mercure, et la perte de ce dernier métal est considérable, tandis que si c'est le cuivre qui sert de réducteur elle est presque nulle et ne surpasse pas 2 à 3 p. 100 du poids de l'argent. Après six heures d'ébullition, la matière est enlevée de la chaudière et l'on y ajoute une quantité de mercure égale à celle déjà employée, afin de rendre l'amalgame plus liquide et plus facile à séparer par un lavage subséquent.

Traitement ultérieur des résidus provenant du cazo.

Comme les minerais sur lesquels on pratique le traitement du cazo ne sont pas formés seulement d'argent natif et chlorobromé, mais qu'ils renferment aussi du sulfure d'argent, les résidus provenant du cazo sont soumis ensuite au patio, mais sans qu'il soit nécessaire d'y ajouter du magistral, vu qu'ils sont imprégnés d'une quantité suffisante de chlorure de cuivre.

On pourrait probablement éviter cette seconde opération en lui substituant le procédé que nous avons proposé et qui consiste à réduire le sulfure d'argent au moyen du cuivre métallique et d'une solution bouillante de sulfate de fer, de cuivre ou bien d'alun. Nous avons constaté qu'il ne faut pas chercher à réduire simultanément le chlorure et le sulfure d'argent en présence du mercure, car le sel marin qui facilite beaucoup la réduction du chlorure d'argent est insuffisant quand il s'agit du sulfure. D'un autre côté, le sulfate de cuivre qui est nécessaire à la réduction directe de l'argent sulfuré par le cuivre est beaucoup moins favorable que le sel marin à la décomposition du chlorure d'argent. D'ailleurs si l'on réunit le chlorure alcalin avec le sulfate de cuivre et qu'on les fasse agir en présence du mercure il en résulte une grande

perte sur ce dernier métal qui est fortement altéré par le bichlorure de cuivre. Mais on peut réduire d'abord le chlorure d'argent de la même manière qu'on le fait dans le cazo, puis en remplaçant la solution de sel marin par du magistral ou du sulfate de cuivre, on décomposera le sulfure d'argent, et pour multiplier le contact de l'agent réducteur, on pourra ajouter des plaques de cuivre.

Procédé d'amalgamation d'Huelgoat (méthode mixte).

Principes de ce procédé.

Pendant plusieurs années on a pratiqué aux mines d'Huelgoat, en Bretagne, une méthode d'amalgamation mixte, qui tenait à la fois des deux méthodes américaine et saxonne. Elle consistait à opérer la chloruration de l'argent par voie humide, à l'aide du magistral et du sel marin, mais en l'absence du mercure, et à réduire ensuite le chlorure d'argent dans des tonnes rotatives, par le concours simultané du fer et du mercure. Dans la première partie du traitement on tâchait de se rapprocher de ce qui a lieu dans le patio ; ensuite l'amalgamation proprement dite était exécutée tout à fait de la même manière que dans le traitement saxon. Quoique les résultats n'aient pas été entièrement satisfaisants dans ces dernières années, nous croyons devoir faire connaître ce procédé qui n'a point encore été décrit d'une manière détaillée et que l'on s'occupe à modifier aujourd'hui (1).

---

(1) Nous avons vu ce procédé mis en pratique pendant plusieurs années, et les renseignements économiques qui y sont relatifs nous ont été communiqués par MM. Pernollet, Dumarçais et Letellier, ingénieurs de l'établissement.

Les minerais auxquels on l'appliquait sont des matières quartzeuses et ocreuses, mélangées d'hydrosilicates d'alumine et que l'on désigne habituellement sous le nom de terres rouges à cause de leur friabilité et de leur couleur habituelle d'un jaune rougeâtre; mais elles ont fréquemment aussi des teintes grises, noirâtres, bleuâtres et quelquefois d'un vert clair. Elles renferment habituellement quelques centièmes de plomb, zinc et cuivre, tant à l'état de sulfure, qu'à l'état de carbonate, sulfate et phosphate. Minerais d'argent d'Huelgoat.

L'argent s'y trouve en partie sous forme de chlorure et de bromure; en partie à l'état natif et sous forme de sulfure associé soit à des pyrites, soit à d'autres sulfures métalliques, particulièrement à un sulfure cuproplombifère. Leur richesse est extrêmement variable, depuis des traces d'argent jusqu'à plusieurs centièmes : les portions riches sont mises à part et traitées directement par la fonte avec des minerais plombeux sans lavage préalable. Les parties pauvres, après avoir été fortement desséchées dans une espèce de four à réverbère, sont écrasées sous une meule tournante, à axe horizontal : à la suite de ce broyage qui est très-imparfait, la matière est criblée à sec : la portion la plus tenue qui passe à travers les mailles du crible renferme ordinairement de 2 à 4 millièmes d'argent et est fondue à Poullaouen sous le nom de *terres siliceuses* : les gros grains et les petits fragments quartzeux qui restent sur le crible sont bocardés, puis lavés sur des tables dormantes, où l'on obtient des schlichs qui sont fondus, et ce sont seulement les schlamms qui sont soumis à l'amalgamation; ils sont beaucoup plus pauvres que les minerais amalgamés en Saxe et en Amé-

rique, car leur teneur varie ordinairement de 5 à 9 dix-millièmes et surpasse rarement un millième. Ces schlamms sont fort ténus, très-aisément entraînés par l'eau, et il paraît difficile de les enrichir davantage par lavage.

Sels employés à la chloruration de l'argent. Le magistral destiné à leur chloruration était très-complexe; il renfermait des sulfates de fer et de cuivre, avec de l'alun : à un tas de schlamms du poids de 2.400 kilogrammes on ajoutait 24 kilogrammes d'alun, 36 de sulfate de fer contenant en mélange 5 p. 100 de sulfate de cuivre; on y mêlait en outre 150 kilogrammes de sel marin. Le sulfate de fer dont on se servait était de la couperose verte; mais comme le mélange n'était employé qu'après avoir séjourné une quinzaine de jours en magasin, il devenait jaune par absorption de l'oxygène atmosphérique, et c'est seulement alors qu'on le considérait comme efficace.

Atelier de trituration. L'atelier dans lequel on opérait la trituration du magistral et du sel marin avec le minerai ne consistait point en une cour comme en Amérique, mais il présentait 15 cases dont le fond était pavé et que devait parcourir successivement la matière en restant un jour dans chacune. Cette première partie du traitement durait donc quinze jours et avait pour objet de produire la chloruration de l'argent qui se trouvait dans le minerai à l'état natif et sulfuré; une portion y existait déjà sous forme de chlorobromure. La masse était imbibée d'une quantité d'eau suffisante pour former une pâte demi-liquide : afin de rendre le contact plus intime, quand on enlevait la matière d'une case pour la mettre dans la suivante, on lui faisait subir une espèce de laminage en la forçant à passer entre deux cylindres en bois, installés sur

un chariot, et que deux hommes mettaient en mouvement : on espérait réaliser de cette manière un effet analogue à celui que l'on produit en Amérique par le piétinement des mules.

Après quinze jours de contact et trituration, à la sortie de la dernière case, la matière était chargée dans des tonnes rotatives analogues à celles de Freyberg, montées sur un arbre horizontal auquel une roue hydraulique imprimait un mouvement de rotation; ces tonnes étaient en bois et revêtues intérieurement de lames de fer. Les matières que l'on y introduisait et qui les remplissaient à peu près aux deux tiers consistaient en 400 kilogrammes de minerai accompagné de son magistral, 120 kilogrammes d'eau, 40 kilogrammes de fer métallique sous forme de disques ayant 5 à 6 centimètres de diamètre et 30 kilogrammes de mercure. La rotation durait vingt heures avec une vitesse de dix-huit à vingt-deux tours par minute (1); puis pour opérer la séparation de l'amalgame d'avec les boues, on remplissait les tonnes d'eau et on les faisait tourner pendant une demi-heure avec une vitesse de sept à huit tours seulement par minute. L'amalgame liquide était ensuite comprimé au moyen d'une presse hydraulique, et l'on en séparait ainsi une grande partie du mercure qui était forcé de passer à travers un disque de hêtre. La partie restante était ensuite soumise à la distillation dans une cornue en fonte, et l'on achevait la purification de l'argent en le soumettant au raffinage avec celui provenant de la coupellation.

Amalgamation dans des tonnes.

(1) On a observé que quand la matière séjournait dans les tonnes au delà du temps ordinaire, il s'y développait des gaz inflammables.

Résultats du traitement.

Les résultats de ce traitement ont été très-satisfaisants pendant plusieurs années sous le rapport du rendement; ainsi, la proportion d'argent qu'on laissait dans les résidus était inférieure à un dix-millième et souvent même ne surpassait pas un demi-dix-millième. Mais depuis sept à huit ans on a soumis à l'amalgamation des matières plus pauvres, que précédemment on avait laissées de côté : alors des changements ont eu lieu dans la nature des gangues qui sont devenues plus argileuses, et peut-être ausst dans la nature des composés argentifères. Depuis cette époque, les résultats de l'amalgamation ont été beaucoup plus imparfaits; la perte en mercure qui primitivement n'excédait guère 1/2 pour 1 d'argent obtenu s'est élevée à 1 1/2 : les résidus ont retenu 2 à 2 1/2 et jusqu'à 3 dix-millièmes d'argent, et vu la pauvreté des schlamms que l'on traitait ainsi, la perte sur l'argent a été considérable; elle a surpassé 25 et souvent même 30 p. 100 dans ces dernières années. Le faible rendement de ces matières provient évidemment en grande partie de la difficulté d'appauvrir au delà d'une certaine limite les substances argentifères, et par suite la perte éprouvée par le métal précieux doit être, proportions gardées, d'autant plus forte que la richesse du minerai est moindre. En outre, comme nous avons reconnu que les résidus d'amalgamation d'Huelgoat ne contiennent pas de chlorure d'argent en quantité sensible, les dernières portions d'argent que l'amalgamation n'enlève pas doivent consister en des particules très-ténues d'argent natif et sulfuré qui ont résisté à l'action du magistral. Il faut remarquer aussi que la gangue qui les enveloppe est principalement argileuse et possède des propriétés plastiques ; or nous

savons que les gangues grasses sont les plus défavorables à l'amalgamation, et nous avons constaté directement que les résidus d'Huelgoat deviennent un peu moins rebelles à l'action du mercure quand ils ont été légèrement calcinés.

Modifications apportées au traitement.

C'est aussi par ces considérations que l'on a été guidé dans les essais qui ont été exécutés dernièrement à Huelgoat pour modifier le procédé d'amalgamation ; on a pensé que le mode de chloruration par voie sèche, tel qu'on le pratique en Saxe, pourrait être substitué avec avantage à la chloruration lente que l'on produit par voie humide. On a donc soumis les schlamms à un grillage avec du sel marin dans un fourneau à réverbère : ces essais, qui ne sont point encore terminés au moment où nous rédigeons ce mémoire, paraissent fournir des résultats plus avantageux que ceux obtenus en dernier lieu par l'ancien procédé sous le rapport du rendement en argent; mais l'amalgamation qui a lieu ensuite, comme d'habitude, dans des tonnes rotatives, en présence du fer métallique donne lieu à une perte assez forte sur le mercure. En vue de l'atténuer, on ajoute dans les tonnes une proportion d'eau un peu plus grande qu'elle ne devrait être, si l'on ne cherchait qu'à obtenir le meilleur rendement en argent : on en met une quantité égale à un peu plus de la moitié du poids de la matière, ce qui forme une pâte assez liquide. On espère diminuer ainsi la division extrême qu'éprouve le mercure. On éprouve beaucoup de difficulté à le réunir, lorsqu'il s'est divisé et qu'il a pris l'aspect d'une poussière noire qui vient former comme une écume à la surface; la portion qui reste avec les boues occasionne une double perte, en argent et

en mercure; on n'a obtenu jusqu'à présent qu'un succès assez médiocre (1). Nous ferons observer à ce sujet que le laps de temps d'une heure et demie que l'on emploie à séparer par une rotation lente l'amalgame des boues est probablement insuffisant. On a remarqué en Allemagne que la rotation lente qui vient à la suite de l'amalgamation doit être prolongée d'autant plus de temps que le mercure est plus divisé : ainsi dans le pays de Mansfeld, où l'on amalgame des mattes cuivreuses qui divisent beaucoup le mercure, nous avons vu que cette partie de l'opération dure neuf heures, tandis qu'à Freyberg, dans le traitement des minerais, elle est terminée en deux heures. De plus, les minerais d'argent d'Huelgoat renfermant un peu de matière plombeuse, la petite portion de plomb qui s'amalgame contribue à diminuer la liquidité du mercure et augmente ainsi la perte mécanique de ce métal.

Remarques sur l'amalgation d'Huelgoat.

Nous n'avons pas fait d'essais directs sur les schlamms d'Huelgoat, mais nous présumons qu'un procédé analogue à celui que nous avons indiqué et consistant dans une réduction opérée à chaud au moyen du cuivre et de sulfates, serait peut être employé avec plus d'avantage que l'ancienne méthode d'Huelgoat, sous le rapport de la consommation de mercure et peut être aussi sous le rapport du rendement en argent. Nous ajouterons

(1) Nous avons appris dernièrement que la perte du mercure peut être réduite à 1/2 ou 3/4 pour 1 d'argent, au moyen d'une première calcination que l'on fait subir dans un four à chaux au minerai moulé sous forme de briques, calcination par suite de laquelle il perd sa plasticité ; il est ensuite pulvérisé et grillé au reverbère avec addition de sel marin.

encore une observation relative à l'emploi de l'alun, dont on s'est servi dans l'amalgamation d'Huelgoat, sans se rendre compte de l'efficacité qu'il pouvait avoir, mais seulement en vue d'imiter la composition d'un magistral qui avait été rapporté du Pérou par M. Pentland, et qui était regardé comme étant de bonne qualité. Les expériences que nous avons exposées concernant l'influence des sulfates et notamment de l'alun dans l'amalgamation montrent que l'emploi de ce sel n'était probablement pas sans utilité.

Procédés d'extration de l'argent par dissolution, sans emploi du mercure.

Extraction par dissolution, sous forme de sulfate.

Nous allons maintenant donner quelques détails succincts, touchant l'extraction de l'argent par voie de dissolution : on sait depuis longtemps que l'on peut séparer l'argent de ses minerais en l'amenant sous forme de chlorure ou de sulfate que l'on dissout ensuite ; mais de tels procédés n'ont guère été employés que dans les laboratoires des chimistes jusqu'à ces dernières années, où les industriels ont essayé d'en faire l'application en grand.

En 1845 à l'usine de Gottesbelohnung, dans le pays de Mansfeld, on a essayé de séparer l'argent contenu dans des mattes cuivreuses, en grillant celles-ci sans addition et à une température modérée, de façon à faire passer les sulfures de cuivre et d'argent à l'état de sulfates, qui étaient ensuite dissous par un lessivage méthodique à l'eau bouillante; puis les deux métaux étaient précipités successivement de la dissolution, l'argent d'abord au moyen de cuivre métallique et

le cuivre ensuite à l'aide du fer. Nous doutons que ces essais aient pu donner lieu à un procédé courant, et il nous paraît peu probable que le procédé de dissolution de l'argent sous forme de sulfate puisse être appliqué avec succès sur une grande échelle, surtout à des minerais complexes, dont la composition est variable et qui peuvent renfermer, outre le soufre, de l'arsenic et de l'antimoine; il sera difficile de conduire le grillage de telle manière qu'il soit complet et que le sulfate d'argent ne se décompose pas.

Trois modes de dissolution de l'argent à l'état de chlorure.

Le procédé d'extraction de l'argent par dissolution du chlorure paraît susceptible d'une pratique plus aisée : vu l'irréductibilité du chlorure d'argent par la chaleur et la facilité de faire passer par voie sèche l'argent métallique et sulfuré à l'état de chlorure à l'aide de vapeurs de chlore ou au contact de chlorures, il suffit, comme nous l'avons déjà vu, de griller les substances argentifères en présence du sel marin, et avec addition de sulfure ou de sulfate, si c'est nécessaire, pour activer la chloruration. Ensuite le chlorure d'argent formé peut être dissous de trois manières différentes, soit par un hyposulfite, soit par de l'ammoniaque liquide, soit au moyen du sel marin.

Emploi des hyposulfites.

Il paraît que le premier de ces procédés a été employé récemment en Angleterre ; ainsi d'après un renseignement que nous tenons de M. Hunt, fermier de la mine de Pontpéan, il paraît qu'on se sert de l'hyposulfite de chaux pour dissoudre le chlorure d'argent ; mais nous ignorons les conditions économiques de ce mode de traitement. Cependant il paraît difficile que de tels réactifs puissent être employés sur une grande échelle

avec autant d'avantage qu'un agent usuel comme le sel marin.

Emploi d'eaux ammoniacales.

On peut faire la même observation concernant l'emploi de liqueurs ammonicales; de plus la volatilité de l'ammoniaque et sa facile combinaison avec l'acide carbonique de l'air sont des obstacles particuliers à l'emploi de ce réactif. Cependant on s'en est servi pendant quelque temps (en 1839) à l'établissement de la Motte, près Chambéry en Savoie, pour le traitement de cuivres gris argentifères qui étaient préalablement grillés deux fois dans des fourneaux à réverbère, une première fois avec addition de sel marin, une seconde avec du sel marin et du protosulfate de fer (*voir* Annales des mines, 4e série, t. XIV, p. 331). On séparait ensuite par lessivage le sulfate et le chlorure de cuivre que l'on réduisait au moyen de ferrailles; puis le résidu était traité par des eaux ammoniacales placées dans des tonnes auxquelles on imprimait un mouvement de rotation.

Emploi du chlorure de sodium.

Plus récemment, en 1845, on a essayé de remplacer dans le traitement de ces minerais l'ammoniaque liquide par une solution chaude et saturée de chlorure de sodium. On a obtenu ainsi un appauvrissement très-satisfaisant des résidus; car, suivant M. Gueymard, ils ne renfermaient plus que 7 cent-millièmes d'argent; c'est-à-dire notablement moins que les résidus obtenus partout dans le traitement par amalgamation.

Application au traitement des mattes cuivreuses argentifères.

Nous ne savons pas au juste à qui doit être attribée la première application au traitement en grand du procédé d'extraction de l'argent par dissolution à l'aide du chlorure de sodium. Il

paraît que cette méthode a été employée en Europe d'abord par M. Augustin, ingénieur du pays de Mansfeld, à l'usine de Gottesbelohnung : on y traite ainsi des mattes cuivreuses argentifères que l'on grille préalablement avec 1 1/2 à 2 p. 100 de sel marin qui est ajouté seulement vers la fin du grillage.

Même traitement appliqué aux minerais d'argent du Pérou. D'un autre côté, d'après une note manuscrite dont nous devons la communication à l'obligeance de M. Pernollet, directeur des mines de Poullaouen, un procédé semblable serait pratiqué aussi depuis plusieurs années au Pérou, sous la direction de MM. Davelouis, Charron, Erdman et Willemil qui s'en attribuent l'honneur. Pour diminuer la consommation du sel marin dans la chloruration de l'argent par voie sèche, ils n'ajoutent cette substance qu'à la fin, comme on le fait à Gottesbelohnung; ils emploient ensuite une solution de sel marin chaude et non entièrement saturée. Ils ont observé que la présence de sels étrangers, de sulfates de fer, de cuivre ou de chlorures des mêmes métaux diminue la solubilité du chlorure d'argent dans le sel marin; aussi ils proposent, lorsqu'il y en a, de les décomposer par une addition proportionnelle de sulfure alcalin.

Remarques sur ce procédé. Le haut prix du sel marin sur les plateaux de l'Amérique ne paraît pas être un obstacle insurmontable à l'emploi de ce procédé, car la même solution peut servir indéfiniment. Néanmoins ce mode d'extraction ne nous paraît pas susceptible d'être appliqué à tous les minerais; car il en est dans lesquels la chloruration de l'argent est très-difficile à effectuer, même par voie sèche; ainsi nous avons montré que les minerais contenant

beaucoup de sulfure de plomb sont dans ce cas : d'ailleurs la chloruration entraînera des frais d'autant plus grands que les minerais seront plus pauvres. Cependant il est très-probable que dans beaucoup de localités l'emploi du sel marin comme dissolvant du chlorure d'argent pourra fournir des résultats plus avantageux que l'amalgamation, soit pour le rendement en argent, soit en considération du prix de revient : nous avons donc jugé utile de faire quelques essais pour constater le degré de perfection auquel on peut atteindre par ce procédé.

Expériences relatives au degré de perfection de ce procédé.

Nous avons pris diverses substances contenant du chlorure ou chlorobromure d'argent, et nous les avons mises en contact avec des solutions de sel marin : d'abord nous avons déterminé au moyen d'une digestion plusieurs fois répétée avec l'ammoniaque la quantité de chlorure d'argent qui était renfermée dans ces substances, et nous avons ainsi calculé la quantité de dissolution saline normale qu'il convenait d'employer.

Marche suivie dans ces opérations.

Nous sommes partis de cette donnée que 100 grammes d'eau dissolvent, à + 18° c., 36 grammes de sel marin, et acquièrent alors la propriété de dissoudre $0^{g},088$ de chlorure d'argent. Ayant formé une liqueur titrée, nous en avons pris la proportion qui serait nécessaire pour dissoudre à la température de + 18° la quantité de chlorure d'argent contenu dans la substance à traiter ; mais comme nous l'avons employée à chaud et à une température voisine de l'ébullition, la solubilité du chlorure d'argent devenait alors plus que double de ce qu'elle est à la température ordinaire. La proportion de liqueur normale était donc deux fois plus considérable que celle qui aurait été

minerais d'argent: il pourra contribuer à augmenter la production de ce métal, car on sait que le haut prix du mercure est une des principales entraves à l'accroissement de la production de l'argent. L'emploi d'un procédé moins dispendieux que ne l'est actuellement l'amalgamation permettra de traiter des minerais plus pauvres ou plus rebelles et de reprendre des mines abandonnées. D'ailleurs dès que l'on pourra se dispenser d'employer le mercure, la valeur de ce métal diminuera vraisemblablement et alors les exploitations, où le traitement par dissolution à l'aide du sel marin sera difficilement praticable, pourront se procurer du mercure à des prix plus modérés.

Résumé final.

En terminant ce long mémoire, rappelons les principaux faits que nous y avons exposés: la première partie a été consacrée à démontrer la diffusion de l'argent dans le règne minéral; nous avons signalé la facile volatilisation qu'il peut éprouver dans certaines circonstances et nous avons fait ressortir son inégale distribution dans les minéraux métalliques. Nous avons été conduits à reconnaître dans les galènes les plus pures la présence de plusieurs métaux étrangers, outre l'argent, savoir: Le fer, le cuivre et le zinc. D'ailleurs la diffusion universelle de l'argent dans le règne minéral nous a aussi entraînés à des recherches particulières pour en constater l'existence dans les eaux de la mer et dans le règne organique.

Dans la seconde partie de ce mémoire nous avons montré par un très-grand nombre d'essais exécutés avec du mercure que l'argent contenu

dans les sulfures métalliques s'y trouve ordinairement engagé dans des combinaisons complexes et rarement sous forme de métal ou de sulfure simple à l'état de mélange. Les expériences que nous avons faites à ce sujet nous ont conduits à découvrir des réactions remarquables qui se produisent soit par voie humide, soit par voie sèche, entre les sulfures ou arséniures d'une part, et les chlorures ou bromures de l'autre (1): nous en avons déduit l'explication de phénomènes géologiques importants.

Dans la troisième partie du travail nous avons étudié l'influence physique et chimique des gangues dans l'amalgamation des minerais d'argent, l'influence des diverses proportions de mercure et d'eau, l'action chlorurante de divers agents à

---

(1) Au moment où nous terminons la rédaction de ce mémoire, il nous tombe par hasard entre les mains le numéro des comptes rendus de l'Académie des Sciences du 17 juillet 1846 (t. 23), dans lequel nous lisons la note suivante, qui a été adressée par M. Crosnier de Santiago au Chili, et qui a rapport au sujet de recherches traité dans la deuxième partie de notre travail :

« Certains sulfures métalliques simples ou multiples, » mis en contact avec les dissolutions des métaux peu » avides d'oxygène, se comportent à leur égard comme » les métaux les plus avides d'oxygène à l'égard des solu- » tions cuivreuses, plombiques, mercurielles, etc. ; c'est- » à-dire qu'ils en précipitent totalement ou partiellement » l'élément électro-positif et quelquefois sous forme cristal- » line, tandis qu'il se dissout une quantité correspon- » dante des métaux du sulfure ou du sulfure lui-même. »

Bien que cette note n'ait été complétée par la publication d'aucun mémoire, nous nous empressons de réserver à M. Crosnier les droits qu'il peut avoir à la priorité sur le sujet de recherches dont nous nous sommes occupés.

l'abri ou au contact de l'air, le rôle des sels et des métaux dans la réduction du chlorure et du sulfure d'argent simple ou complexe; nous avons comparé la méthode d'amalgamation américaine avec une nouvelle méthode que nous avons proposée et qui consiste à réduire le sulfure d'argent par l'emploi simultané du cuivre ou de son protoxyde et d'une solution bouillante de sulfate de fer, de cuivre ou d'alun. Nous avons constaté la supériorité des résultats que fournit cette méthode dans des essais de laboratoire, tant pour la célérité de l'opération que pour le rendement en argent.

Enfin nous avons vu en dernier lieu que, parmi les divers procédés d'extraction de l'argent par voie de dissolution, celui dans lequel on emploie une solution concentrée de sel marin paraît être le plus facilement praticable et qu'il conduit à des résultats tout à fait satisfaisants, lorsque l'argent est dans les minerais sous forme de chlorure ou qu'il peut sans difficulté être amené à cet état.

TABLE DES MATIÈRES

CONTENUES DANS CE MÉMOIRE.

PREMIÈRE PARTIE.

DEUXIÈME PARTIE.

TROISIÈME PARTIE.

JURISPRUDENCE DES MINES,

USINES, ETC.

Exploitation de mines non concédées. — Droits des propriétaires de la surface sur les produits de l'exploitation. — Il n'appartient qu'au Gouvernement de fixer ces droits, même quand les produits de l'exploitation sont le résultat de recherches non autorisées et antérieures à toute concession.

Déjà, à plusieurs reprises, les lecteurs des Annales ont été entretenus des contestations entre les héritiers Coulomb et M. de Castellane, au sujet de l'exploitation des mines de houille de Gréasque et de Belcodène, dont ce dernier est concessionnaire en vertu d'un décret impérial du 1er juillet 1809, et des nombreuses décisions judiciaires et administratives auxquelles ces contestations ont donné lieu.

Pour bien faire comprendre toutefois la situation actuelle de l'affaire, nous croyons utile d'en rappeler les précédents en peu de mots.

L'article 1er du décret du 1er juillet 1809, ci-dessus mentionné, qui institue la concession de Gréasque et de Belcodène, portait qu'il était fait concession à M. de Castellane et à Mme de Cabre des mines de houille existantes dans leur propriété.

D'un autre côté, le périmètre assigné à la concession par l'article 2 de ce même décret comprenait plusieurs terrains situés en dehors des propriétés des concessionnaires et appartenant aux héritiers Coulomb.

De là, comme on le conçoit, des discussions se sont élevées sur la question de savoir si les terrains ci-dessus devaient être ou non regardés comme renfermés dans la concession.

A la suite de longs débats, il est intervenu, le 25 avril 1839, un arrêt du conseil d'État qui, interprétant le décret de 1809, a déclaré que la concession faite à M. de Castellane et à Mme de Cabre était bornée aux propriétés qu'ils possédaient à l'époque de l'émission du décret de 1809.

Armés de cet arrêt, les héritiers Coulomb ont actionné M. de Castellane devant le tribunal civil de Marseille en réparation du préjudice qui leur aurait été causé par l'extraction de la houille dans les terrains qui leur appartiennent.

Un conflit d'attribution a été élevé dans cette circonstance par le préfet des Bouches-du-Rhône, sur la question de l'indemnité due aux propriétaires pour les produits extraits de mines situées sous leurs terrains, et ce conflit a été confirmé par une ordonnance du 9 juin 1842.

Les héritiers Coulomb ont alors porté leur requête en indemnité devant le conseil de préfecture des Bouches-du-Rhône; mais ce conseil s'est déclaré incompétent.

Pourvoi a été formé devant le conseil d'État contre l'arrêté du conseil de préfecture; mais le conseil d'État a rejeté le pourvoi, par ce motif qu'il n'appartient qu'au gouvernement de concéder l'exploitation des mines, et par conséquent de régler les droits sur les produits de l'exploitation, même quand ces produits sont le résultat de recherches non autorisées et antérieures à toute concession.

On se rend facilement compte de la décision rendue par le conseil d'État, si on se rappelle que, d'après la loi du 21 avril 1810, les propriétaires du sol n'ont pas de privilége pour la concession des mines situées sous leurs terrains; leurs droits se résolvent par une attribution à leur profit, soit d'une rente fixe, soit d'une certaine portion aliquote des produits extraits de la mine, et cette attribution est réglée par l'acte même qui institue la concession : de même lorsqu'il s'agit de simples recherches de mines, et que ces recherches sont faites par d'autres que par les propriétaires du sol, et à leur défaut, il appartient à l'administration publique, en accordant la permission de recherches, de déterminer la part des produits qui devra revenir à ces propriétaires. Dans l'espèce, les parties du gîte houiller de Gréasque et de Belcodène, situées sous

les terrains des héritiers Coulomb, ont été déclarées en dehors de la concession faite à M. de Castellane; elles ne sont donc pas concédées. Il n'y a pas eu non plus de permission officielle de recherches accordée par le gouvernement; dès lors aucun acte administratif n'a réglé le droit des propriétaires sur les produits de l'extraction. Ces droits restent à régler, mais comment doivent-ils l'être dans l'état des choses? C'est ce qu'il ne nous appartient pas d'examiner en ce moment; c'est aux tiers intéressés à faire valoir leurs droits comme ils le jugeront le plus utile à leurs intérêts: l'administration ne peut ni ne doit préjuger la solution à intervenir.

Voici le texte de l'arrêt rendu à la date du 16 novembre 1849 par le conseil d'État : DE B.

Du 16 novembre 1849.

La section du contentieux,

Vu la requête présentée au nom des héritiers Coulomb, enregistrée au secrétariat général du conseil d'État, le 12 septembre 1846, ladite requête tendant à ce qu'il plaise au conseil :

1° Annuler l'arrêté, en date du 28 avril 1846, par lequel le conseil de préfecture des Bouches-du-Rhône s'est déclaré incompétent pour statuer sur une demande en dommages-intérêts formée par lesdits héritiers Coulomb contre M. de Castellane, à raison de charbons par lui indûment extraits de leur propriété;

2° Évoquer la contestation et après toutes vérifications, expertises et instructions préparatoires nécessaires, fixer l'indemnité à eux due, et condamner mondit sieur de Castellane au payement de cette indemnité avec intérêts et dépens;

Vu l'arrêté attaqué;

Vu la requête en défense de M. de Castellane, enregistrée au secrétariat général du conseil d'État, le 30 juillet 1847; ladite requête tendant à ce qu'il plaise au conseil rejeter les conclusions des héritiers Coulomb et les condamner aux dépens;

Vu les observations du ministre des travaux publics, enregistrées comme dessus, le 28 mars 1848;

Vu le mémoire en réplique, enregistré comme dessus,

le 17 février 1849, par lequel M. de Castellane persiste dans ses précédentes conclusions;

Vu toutes les pièces jointes au dossier;

Vu l'ordonnance sur conflit, du 9 juin 1842;

Vu l'article 46 de la loi du 21 avril 1810;

Ouï M. Daverne, maître des requêtes, en son rapport;

Ouï Me Roger, avocat des sieurs Coulomb, Brun et autres, et Me Mathieu Bodet, avocat du sieur de Castellane, en leurs observations;

Ouï M. du Martroy, maître des requêtes, suppléant du commissaire du gouvernement, en ses conclusions;

Considérant qu'il n'appartient qu'au gouvernement de concéder l'exploitation des mines, et par conséquent de régler les droits sur les produits de l'exploitation, même quand ces produits sont le résultat de recherches non autorisées et antérieures à toute concession; que dès lors c'est avec raison que le conseil de préfecture des Bouches-du-Rhône s'est déclaré incompétent pour statuer sur la demande en dommages-intérêts formée par les héritiers Coulomb;

Décide :

Art. 1er. La requête des héritiers Coulomb est rejetée.

Art. 2. Les héritiers Coulomb sont condamnés aux dépens.

Art. 3. Expédition de la présente décision sera transmise au ministre des travaux publics.

Minières de fer.

En cas de concurrence entre plusieurs maîtres de forges, le préfet règle, sur l'avis de l'ingénieur des mines, les proportions dans lesquelles chaque maître de forges a droit à l'achat du minerai exploité par le propriétaire, quand bien même ce propriétaire est en même temps l'un des maîtres de forges intéressés.

Le préfet doit prendre pour base du partage entre les maîtres de forges en concurrence les besoins et les ressources de chacune des usines intéressées.

Déjà les Annales des mines ont publié plusieurs arrêts du conseil d'Etat qui ont consacré les principes ci-dessus.

Nous avons pensé toutefois qu'il pouvait être utile de placer sous les yeux des lecteurs un nouvel arrêt rendu à la date du 15 février dernier, et qui confirme la jurisprudence précédemment établie : cet arrêt offre d'ailleurs de l'intérêt, en ce qu'il décide que dans le partage à faire des minerais extraits entre les maîtres de forges en concurrence, le préfet doit faire la part de chacun d'eux non pas d'une manière vague ou variable en raison des développements de l'exploitation, mais en raison des ressources et des besoins de chaque usine. DE B.

---

15 février 1850.

La section du contentieux;

Vu la requête et le mémoire ampliatif présentés pour le sieur Pierre Ferrand, maître de forges à la Vache, département de la Nièvre, lesdits requête et mémoire enregistrés au secrétariat général du conseil d'État, les 17 juillet et 20 octobre 1847, tendant à ce qu'il plaise au conseil annuler un arrêté du préfet de la Nièvre, en date du 12 juin 1847, par lequel le sieur Lemoine, maître de forges à Corbelin, même département de la Nièvre, a été admis, sur sa demande, au partage par moitié du produit des minières de Saint-Malo, appartenant audit sieur Ferrand et au sieur Bontemps; — En conséquence, maintenir le requérant dans le droit de conserver exclusivement à tous autres et notamment au sieur Lemoine, le minerai qu'il a fait extraire dans les propriétés des sieurs Boiseau et Bontemps, et, en outre, dans le droit exclusif d'extraire à l'avenir dans lesdites deux propriétés; condamner, enfin, le sieur Lemoine en tous les dépens;

Vu l'arrêté préfectoral attaqué;

Vu l'ordonnance de soit communiqué, en date du 24 juillet 1847, et la notification qui en a été faite, le 23 octobre suivant, à la veuve et aux héritiers du sieur Lemoine, qui n'ont pas répondu;

Vu la lettre, en date du 12 décembre 1848, enregistrée au secrétariat général du conseil d'Etat, le 14 du même mois, par laquelle le ministre des travaux publics, en réponse à la communication qui lui avait été donnée du pourvoi du

sieur Ferrand, a fait connaître au conseil son avis sur ce pourvoi;

Vu les pièces produites par ce ministre et jointes au dossier;

Vu la loi du 21 avril 1810, notamment les art. 59, 60, 61, 62 et 64;

Ouï M. de Saint-Aignan, conseiller d'Etat, en son rapport;

Ouï Me Bonjean, avocat du sieur Ferrand, en ses observations;

Ouï M. Dumartroy, maître des requêtes, suppléant du commissaire du gouvernement en ses conclusions;

Considérant qu'aux termes des art. 59 et 64 de la loi ci-dessus visée, le propriétaire d'un fonds sur lequel il y a du minerai de fer d'alluvion est tenu d'exploiter en quantité suffisante pour fournir, autant que possible, aux besoins des usines établies dans le voisinage, avec autorisation légale; et qu'en cas de concurrence entre plusieurs maîtres de forges, le préfet règle, sur l'avis de l'ingénieur des mines, les proportions dans lesquelles chaque maître de forges a droit à l'achat du minerai exploité par le propriétaire;

Considérant qu'il résulte de l'instruction que le sieur Ferrand, maître de forges à la Vache, exploite les minières dites de Saint-Malo, soit comme propriétaire, soit comme fermier du sieur Bontemps, et que le sieur Lemoine possède dans le voisinage de ces minières, les forges de Corbelin; — Que dès lors c'est avec raison que, par l'arrêté attaqué, le préfet de la Nièvre a admis le sieur Lemoine, sur sa demande, au partage du produit desdites minières;

Mais considérant qu'il résulte également de l'instruction qu'en réglant à la moitié de l'extraction totale desdites minières la part à livrer au sieur Lemoine dans le minerai, le préfet de la Nièvre n'a point pris pour base de ce partage entre les deux maîtres de forges en concurrence les besoins et les ressources de chacune des deux usines intéressées.

Décide :

Art. 1er. L'arrêté du préfet de la Nièvre, en date du 12 juin 1847, est réformé dans les dispositions de ses art. 2 et 3.

Art. 2. En conséquence le sieur Ferrand et les successeurs du sieur Lemoine se retireront devant ledit préfet, pour être par ses soins, sur l'avis de l'ingénieur des mines et après appréciation des besoins et des ressources des usines exploitées par chacun des concurrents procédé au règlement du droit du sieur Lemoine à l'achat de portion du minerai provenant des minières de Saint-Malo, appartenant aux sieurs Ferrand et Bontemps.

Art. 3. Les dépens sont compensés entre les parties.

Art. 4. Expédition de la présente décision sera transmise au ministre des travaux publics.

LOIS, DÉCRETS ET ARRÊTÉS

CONCERNANT LES MINES, USINES, ETC.

PREMIER SEMESTRE 1850.

Minerais importés de l'Algérie.

Décret du président de la République en date du 12 janvier 1850, relatif à l'importation des minerais de l'Algérie.

Le président de la République,

Sur le rapport du ministre de l'agriculture et du commerce;

Vu l'art. 34 de la loi du 17 décembre 1814;

Vu l'art. 3 de la loi du 9 juin 1845;

Vu l'ordonnance du 2 décembre 1845,

Décrète :

Art. 1er. Les minerais de toute sorte de l'Algérie importés directement, par navires français, des ports désignés par l'art. 3 de la loi du 7 juin 1845 et par l'ordonnance du 2 décembre suivant, sous les formalités prescrites par ladite loi, seront admis en France en exemption de droits.

Art. 2. Le ministre de l'agriculture et du commerce et le ministre des finances sont chargés, chacun en ce qui le concerne, de l'exécution du présent décret.

Rapport à M. le ministre des travaux publics.

Minières de fer du département de la Nièvre.

Monsieur le ministre,

Les ingénieurs des mines et le préfet de la Nièvre ont proposé d'appliquer à l'exploitation des minières de fer de ce département les dispositions réglementaires établies dans le département du Cher par arrêté de l'un de vos prédécesseurs, en date du 22 avril 1844.

Le règlement des minières du Cher, a déjà été appliqué dans plusieurs départements, et en dernier lieu notamment dans les Ardennes, le Pas-de-Calais, la Côte-d'Or. Il a eu d'utiles effets pour ces localités.

Les dispositions en sont fondées sur les art. 57 et 58 de la loi du 21 avril 1810, lesquels portent que l'exploitation des minières est assujettie à des règles spéciales; qu'elle ne peut être opérée sans une permission de l'autorité, déterminant les limites des extractions, les conditions à observer dans l'intérêt de la sûreté et de la salubrité publiques.

Conformément à ces principes, il impose aux propriétaires de minières ou à leurs représentants qui veulent ouvrir de nouveaux travaux ou continuer une exploitation commencée l'obligation d'en faire la déclaration et de se munir d'une autorisation, en justifiant de leurs droits de propriété ou de jouissance, et en indiquant les limites du terrain et le mode d'extraction qu'ils se proposent de suivre.

Il rappelle en outre les formalités à observer par les maîtres de forges, en vertu des art. 60 à 64 de la loi de 1810, quand ils demandent à exploiter, à défaut par le propriétaire d'extraire lui-même le minerai que son terrain renferme.

Le titre II fixe les règles générales d'exploitation, soit à ciel ouvert, soit par puits et galeries ou par cavage à bouche. On s'y est borné à quelques dispositions principales, utiles pour prévenir les accidents et assurer la bonne direction des travaux; les clauses spéciales qu'il peut y avoir ensuite à prescrire, suivant les cas, font

Arrête ce qui suit:

Art. 1er. Dans toute l'étendue du département de la Nièvre, l'exploitation des minières de fer, opérée soit à ciel ouvert, soit par puits, soit par cavage à bouche, est soumise aux mesures de sureté et de salubrité qui sont prescrites ci-après.

TITRE I.

DES DÉCLARATIONS, DES DEMANDES EN PERMISSION ET DES ACTES PORTANT PERMISSION D'EXPLOITER.

Art. 2. Toute personne ayant droit ou qualité, qui voudra commencer ou continuer l'exploitation d'une minière, sera tenue d'en faire la déclaration ou d'en demander la permission au préfet.

Art. 3. La déclaration ou demande en permission énoncera d'une manière précise :

Les nom, prénoms et demeure du déclarant;

La situation et les limites du terrain contenant la minière qu'il veut exploiter;

Le mode d'exploitation qu'il se propose de suivre;

Enfin la nature des droits, soit de propriété, soit de jouissance, qu'il peut avoir sur ladite minière, ou les motifs qui peuvent lui faire accorder par l'administration la permission d'exploiter au lieu et place du propriétaire.

A cette déclaration sera joint un plan du terrain, en double expédition, dressé à l'échelle de 2 millimètres pour 5 mètres (1/2500), avec indication des tenants et aboutissants.

Art. 4. Si le déclarant est propriétaire de la minière, ou s'il est au droit de ce propriétaire, acte de sa déclaration lui sera donné par le préfet, conformément à l'art. 59 de la loi du 21 avril 1810, et cet acte vaudra pour lui permission.

Art. 5. Si le déclarant est maître de forges et demande à exploiter des minerais au lieu et place du propriétaire qui refuserait de les exploiter lui-même, ou qui n'en exploiterait pas en quantité suffisante, il devra justifier qu'il a notifié sa demande au propriétaire par acte extrajudiciaire, et qu'il s'est écoulé un délai d'un mois depuis cette

notification, sans que celui-ci ait déclaré qu'il entendait exploiter lui-même.

Le préfet, après avoir entendu le propriétaire, ou après l'avoir mis en demeure de se faire entendre, statuera sur la demande ainsi qu'il appartiendra.

Art. 6. Les actes portant permission ne seront délivrés par le préfet, en conformité des art. 4 et 5 ci-dessus, qu'après que l'ingénieur des mines du département aura été entendu.

Ces actes détermineront les limites de l'exploitation, les conditions principales du mode à suivre pour cette exploitation, d'après les règles générales qui seront établies au titre II, et les obligations spéciales qu'il pourrait y avoir lieu d'imposer à l'exploitant, en exécution de l'art. 67 de la loi du 21 avril 1810.

Art. 7. Les dispositions prescrites par les art. 2, 3, 5 et 6 du présent règlement sont applicables aux permissions qu'il pourrait y avoir lieu de délivrer à plusieurs maîtres de forges en exécution de l'art. 64 de ladite loi, pour exploiter concurremment dans un même fonds.

TITRE II.

RÈGLES GÉNÉRALES DE L'EXPLOITATION.

SECTION I. — *De l'exploitation à ciel ouvert.*

Art. 8. L'exploitation à ciel ouvert sera commencée, autant que faire se pourra, par la partie la plus basse du gîte, et continuée de proche en proche jusqu'aux limites de la minière.

Art. 9. Le gîte de minerai et les terres ou autres matières qui le recouvrent seront coupés en retraite par banquettes successives, dont la largeur sera de 2 mètres au moins, et la hauteur de 2 mètres au plus. Les parois de ces banquettes ne devront jamais présenter de surplomb.

Art. 10. Les vides résultant de l'exploitation seront remblayés, au fur et à mesure de son avancement, avec les déblais qu'elle fournira, et le remblai sera régalé autant que possible.

Art. 11. Un fossé de 50 centimètres de profondeur et de 50 centimètres de largeur à la partie inférieure sera

ouvert, s'il y a lieu, au pourtour de l'exploitation, et devra l'enceindre sans autres lacunes que celles qui seront déterminées par les chemins de service.

Le déblai provenant de ce fossé sera disposé en forme de berge sur celui de ses bords qui se trouvera du côté des travaux.

Le fossé pourra être remplacé par une haie ou par une barrière solidement établie.

SECTION II. — *De l'exploitation par puits et galeries.*

Art. 12. L'exploitation par puits et galeries sera toujours faite à l'aide de deux puits seulement communiquant entre eux par des galeries pratiquées dans le gîte.

Ces puits seront solidement boisés ou muraillés partout où cela sera reconnu nécessaire.

Les massifs sur lesquels ils s'appuieront auront au moins 4 mètres de côté, et ne pourront être attaqués qu'à la fin de l'exploitation.

Art. 13. Autant que les circonstances locales le permettront, deux systèmes de galeries, les unes parallèles aux galeries de jonction des puits, les autres perpendiculaires à ces galeries, seront ouvertes dans le gîte et poussées jusqu'aux limites du champ d'exploitation.

Lesdites galeries, dont la largeur n'excédera jamais un mètre, seront disposées de manière à ce qu'il reste entre elles des piliers carrés de 2 mètres de côté au moins. Elles devront d'ailleurs être boisées, lorsque le gîte et la roche qui lui sert de toit ne présenteront point assez de solidité pour se soutenir par eux-mêmes.

Art. 14. Les piliers réservés dans le gite seront ensuite exploités, en commençant par les piliers éloignés, et en revenant successivement vers le puits.

Art. 15. Les treuils servant à l'extraction des matières et à la circulation des ouvriers seront soutenus par des montants solidement fixés sur de larges semelles en bois.

Art. 16. Les puits seront environnés de barrières solidement établies. Ils seront comblés dès qu'ils seront devenus inutiles.

SECTION III. — *De l'exploitation par cavage à bouche.*

Art. 17. L'entrée de chaque exploitation par cavage à bouche sera protégée contre les éboulements du terrain

supérieur, soit au moyen de banquettes établies en retraite, ainsi que cela est prescrit par l'art. 9 pour les exploitations à ciel ouvert, soit par toute autre disposition reconnue convenable.

Art. 18. Un fossé disposé selon ce qui est prescrit par l'art. 11 sera creusé, s'il y a lien, à 3 mètres au delà de l'excavation ou de la dépression où se trouvera l'entrée de l'exploitation.

Ce fossé pourra être remplacé par une haie ou par une barrière solidement établie.

Art. 19. On pénétrera dans le gîte au moyen d'une galerie d'un mètre de largeur au plus, laquelle sera perpendiculaire près de son orifice au plan de la bouche de cavage, et sera poussée jusqu'à la limite opposée du champ des travaux. Ensuite l'exploitation sera préparée et conduite selon les règles prescrites par les art. 13 et 14.

Lorsque la nécessité en sera reconnue, la galerie principale sera mise en communication, soit avec un puits, soit avec une autre galerie débouchant au jour.

SECTION IV. — *Dispositions communes à toutes les exploitations.*

Art. 20. L'exploitation, de quelque manière qu'elle soit opérée, ne pourra, sans une autorisation spéciale du préfet, être poussée, dans le voisinage des chemins publics et des habitations, à une distance moindre de 10 mètres de ces chemins et de ces habitations.

Art. 21. Quand il s'agira d'une exploitation à ciel ouvert, cette distance fixe de 10 mètres sera augmentée d'une distance égale à la profondeur de la tranchée.

Art. 22. L'autorisation d'exploiter dans la zone à réserver, en vertu des deux articles précédents, ne sera donnée, s'il y a lieu, par le préfet, qu'après avoir entendu l'ingénieur des mines du département.

Quand l'exploitation devra s'approcher d'une route nationale ou d'une route départementale, les ingénieurs des ponts et chaussées seront entendus.

Art. 23. Dans le cas où les eaux pluviales qui se réunissent dans les excavations abandonnées ne s'infiltreraient pas dans le sol, et où il serait reconnu que cet état de choses est contraire à la salubrité publique, les propriétaires des minières ou les permissionnaires pourront être

tenus soit de remblayer ces excavations en tout ou en partie, soit de faire des rigoles pour l'écoulement des eaux, soit de percer des trous de sonde ou des puisards jusqu'au calcaire perméable, de manière à les absorber.

Art. 24. Si, à raison de circonstances particulières, il était reconnu qu'il y a lieu de modifier les règles relatives à l'exploitation, qui sont prescrites au présent titre, le préfet, sur le rapport de l'ingénieur des mines, et, s'il y a lieu, après avoir entendu l'exploitant, y apportera telles modifications qui seront jugées nécessaires.

TITRE III.

EXERCICE DE LA SURVEILLANCE DE L'ADMINISTRATION SUR L'EXPLOITATION DES MINIÈRES.

Art. 25. La surveillance sur l'exploitation des minières est exercée, sous l'autorité du préfet, par les ingénieurs des mines ou, en l'absence de ces ingénieurs, par le garde-mines placé sous leurs ordres, et concurremment par les maires et autres officiers municipaux, chacun dans l'ordre de ses attributions et conformément à ce qui est prescrit par le décret organique du 18 novembre 1810 (art. 15, 18, 29 et 30), par le décret sur la police souterraine du 3 janvier 1813 (art 13, 14, 18, 19, 21 et 23), par la loi du 14 décembre 1789 (art. 50), par celle des 16-24 août 1790 (titre XI, art. 1 et 3), et par celle du 12 juillet 1837 (art. 9 et 10, paragraphes 1, 11, 14 et 15).

Art. 26. Conformément aux art. 12 et 13 du décret précité du 3 janvier 1813, les propriétaires ou exploitants des minières seront tenus de donner immédiatement connaissance au maire de la commune et à l'ingénieur des mines du département, ou, en cas d'absence de cet ingénieur, au garde-mines, de tous accidents qui auraient occasionné la mort ou des blessures graves à un ou plusieurs ouvriers ou qui compromettraient la sûreté de leurs travaux ou des propriétés de la surface.

Art. 27. Les ingénieurs des mines et le garde-mines veilleront à ce que toutes les mesures prescrites dans l'intérêt de la sûreté et de la salubrité publiques soient rigoureusement exécutées. Au besoin, ils laisseront aux exploitants des minières des instructions écrites, lesquelles,

en cas d'accidents, seront rappelées dans leurs procès-verbaux pour valoir ce que de droit.

Ils tiendront particulièrement la main à ce que les fouilles soient rapportées sur les plans prescrits par l'art. 3, à mesure qu'elles viendront à être ouvertes.

Art. 28. Lorsqu'une exploitation présentera une cause imminente de danger, elle pourra être interdite administrativement, conformément aux art. 3, 4 et 5 du décret du 3 janvier 1813.

Le préfet, sur le rapport de l'ingénieur des mines, prescrira les mesures qui devront être observées lors de la reprise des travaux.

TITRE IV.

RÉPRESSION ET POURSUITE DES CONTRAVENTIONS.

Art. 29. Les contraventions aux dispositions du présent règlement qui auraient ou pourraient avoir pour effet de porter atteinte à la solidité des routes nationales ou départementales seront constatées, réprimées et poursuivies par voie administrative, conformément à la loi du 29 floréal an X, et aux décrets des 18 août 1810 et 16 décembre 1811 sur la grande voirie.

Art. 30. Les procès-verbaux constatant ces contraventions seront rédigés par les ingénieurs des mines, ou, à leur défaut, par le garde-mines, et concurremment par les maires et autres fonctionnaires publics désignés en l'art. 2 de la loi précitée du 29 floréal an X.

Art. 31. Ces procès-verbaux, dûment affirmés dans le délai de vingt-quatre heures devant les maires ou adjoints des communes dans lesquelles les contraventions auront été commises, visés pour timbre et enregistrés en débet, seront transmis immédiatement au sous-préfet, lequel ordonnera par provision, et sauf recours au préfet, ce que de droit.

Il sera statué définitivement par le conseil de préfecture.

Art. 32. Toutes les autres contraventions aux dispositions du présent règlement seront dénoncées et constatées comme en matière de voirie et de police.

Les procès-verbaux seront dressés par les ingénieurs

des mines, ou, à leur défaut, par le garde-mines, et concurremment par les maires ou par tous autres officiers de police judiciaire, selon ce qui est prescrit par l'art. 93 de la loi du 21 avril 1810, et par les art. 10 et 31 du décret du 3 janvier 1813, et par les art. 11 et 21 du Code d'instruction criminelle.

Ces procès-verbaux seront affirmés dans le délai spécifié en l'art. 29, visés pour timbre et enregistrés en débet.

L'affirmation sera reçue soit par le juge de paix du canton, soit par un de ses suppléants, soit par le maire ou par l'adjoint de la commune où la contravention aura été commise, le tout conformément aux règles établies par l'art. 11 de la loi du 28 floréal an X sur les justices de paix.

Art. 33. Il sera adressé au préfet des copies desdits procès-verbaux. Les originaux seront transmis au procureur du roi, chargé, par l'art. 95 de la loi du 21 avril 1810, de poursuivre les contrevenants devant le tribunal de police correctionnelle pour l'application des amendes et autres peines encourues, sans préjudice des dommages-intérêts des parties.

Lavoir à bras, à Poyans.

Décret du Président de la République, en date du 1er février 1850, qui autorise le sieur Beugnot *à établir deux lavoirs à bras pour la préparation du minerai de fer, au lieu dit* le pré Richard, *commune de* Poyans (Haute-Saône).

Usine à fer, à Boudreville.

Décret du Président de la République, en date du 1er février 1850, qui autorise le sieur Joseph Petot *à maintenir en activité l'usine qu'il possède sur une dérivation de la rivière de l'*Aube, *commune de Boudreville* (Côte-d'Or), *et qui se compose d'un feu d'affinerie au charbon de bois et de deux patouillets à deux huches.*

Lavoir à cheval, à Dampierre-sur-Vingeanne.

Décret du Président de la République, en date du 1er février 1850, qui autorise le sieur Rochet *a maintenir en activité le lavoir à cheval pour la préparation du minerai de fer qu'il a établi dans la commune de* Dampierre-

SUR-VINGEANNE (Côte-d'Or), *et qui est alimenté par les eaux du canal de la fontaine du* DESSUS.

Décret du Président de la République, en date du 8 *février* 1850, *qui autorise le sieur* DESROUSSEAUX-NOIZET *à établir deux feux d'affinerie au charbon de bois, en remplacement de la platinerie de* MATTON, *située dans la commune de ce nom* (Ardennes), *qu'il tient à bail de la dame veuve* VILSON.

Feux d'affinerie à Matton.

(EXTRAIT.)

Art. 12. La présente permission cessera d'avoir son effet à la fin du bail fait au sieur Desrousseaux-Noizet par la propriétaire de l'usine, ou à l'expiration du renouvellement de ce bail, s'il a lieu.

Décret du Président de la République, en date du 8 *février* 1850, *qui autorise les héritiers* ROY *et la dame* D'ALBON *ou leurs ayants cause à maintenir en activité l'usine à fer de* TRISAY-LA-VIEILLE-LYRE, *située sur la rivière de* RISLE, *dans la commune de* LA VIEILLE-LYRE (Eure).

Usine à fer de Trisay-la-Vieille-Lyre.

Cette usine est et demeure composée, savoir :

1° D'un haut-fourneau;

2° De trois feux de forge;

3° D'un bocard à laitiers;

4° D'un lavoir à mines;

5° D'une fonderie;

6° Et de tous les appareils d'étirage et de compression nécessaires à la fabrication du fer.

Décret du Président de la République, en date du 8 *février* 1850, *qui autorise le sieur* PIGEARD, *la dame* Louise BRUYÈRE, *son épouse, et les demoiselles* Catherine-Palmyre *et* Jeanne-Clotilde BRUYÈRE, *à maintenir en activité l'usine à fer de* LAVAURE, *située sur le ruisseau de* LA CREMPSE, *dans la commune de* SOURZAC (Dordogne).

Usine à fer de Lavaure, commune de Sourzac.

Cette usine est et demeure composée :

1° D'un haut-fourneau alimenté au charbon de bois;

2° D'un feu d'affinerie alimenté aussi au charbon de bois;
3° D'un lavoir à bras pour la préparation du minerai;
4° Des appareils de soufflerie et de compression nécessaires au roulement de l'établissement.

Usine à fer de la Belouze, commune de Poiseux.

Décret du Président de la République, en date du 8 *février* 1850, *qui autorise madame veuve* DE MANCY, *au nom et comme tutrice de ses enfants mineurs, à maintenir en activité l'usine à fer dite de* LA BELOUZE *qu'elle possède sur le ruisseau de* CHAILLANT, *dans la commune de* POISEUX (Nièvre).

La consistance de cette usine est et demeure fixée ainsi qu'il suit :
1° Un haut-fourneau;
2° Un bocard à laitiers;
3° Un lavoir à bras pour le minerai.

Usine à fer et moulin, à Seveux.

Décret du Président de la République, en date du 8 *février* 1850, *qui autorise le sieur* DE MARMIER *à maintenir en activité l'usine à fer et le moulin qu'il possède sur une dérivation de la* SAÔNE, *dans la commune de* SEVEUX (Haute-Saône).

L'usine à fer est et demeure composée :
1° D'un haut-fourneau au charbon de bois;
2° De deux patouillets servant à l'épuration du minerai de fer.

Atelier de lavage à Thieffrain, et moulin Villy-en-Trode.

Décret du Président de la République, en date du 8 *février* 1850, *qui autorise le sieur de* ZEDDES-HOUET, 1° *à maintenir en activité le moulin dit* DU BOIS, *qu'il possède sur le ruisseau de* LA BODRONNE, *dans la commune de* VILLY-EN-TRODE (Aube); 2° *à établir, sur un terrain dépendant de ce moulin et situé dans la commune de* THIEFFRAIN (même département), *un atelier pour la préparation du minerai de fer, consistant en un bocard à six pilons, un patouillet à deux huches et un lavoir à bras.*

Décret du Président de la République, en date du 18 février 1850, qui autorise l'établissement d'un chemin de fer des mines d'Aniche au chemin de fer du Nord, près la station de SOMAIN. Mines d'Aniche. — Chemin de fer.

Décret du Président de la République, en date du 19 février 1850, qui autorise les sieurs BONNAND et Cie, *à établir, dans la commune* D'IZIEUX (Loire), *une usine pour la fabrication et l'élaboration en grand de l'acier.* Usine pour la fabrication de l'acier, à Izieux.

Cette usine sera composée :
1° D'un four à cémenter le fer;
2° De quatre fours à fondre l'acier;
3° De deux feux de chaufferie;
4° Des appareils de compression nécessaires à l'étirage et au corroyage de l'acier.

Décret du Président de la République, en date du 19 février 1850, qui autorise les sieurs BANDON et Cie, *à maintenir en activité la forge à la houille qu'ils possèdent sur la rive gauche du* SERIN *au lieu dit* MAISONNEUVE, *dans la commune de* PRÉCY-SOUS-THIL (CÔTE-d'OR). Forge, à Précy-sous-Thil.

Cette usine est et demeurera composée :
1° de six fours à puddler;
2° De deux fours à réverbère de chaufferie;
3° Et des machines de compression et d'étirage nécessaires à la fabrication du fer en barres de divers échantillons.

Loi des 27 novembre, 5 décembre 1849 et 27 février 1850, relative aux commissaires et sous-commissaires préposés à la surveillance des chemins de fer (1). Chemins de fer.

Art. 1er. Les commissaires et sous-commissaires spé-

---

(1) *Voir* ci-après, pages 701 et 728, l'arrêté et la circulaire du ministre des travaux publics, du 15 avril 1850.

cialement préposés à la surveillance des chemins de fer sont nommés par le ministre des travaux publics.

Art. 2. Un règlement d'administration publique déterminera les conditions et le mode de leur nomination et de leur avancement.

Art. 3. Ils ont, pour la constatation des crimes, délits et contraventions commis dans l'enceinte des chemins de fer et de leurs dépendances, les pouvoirs d'officiers de police judiciaire.

Art. 4. Ils sont, en cette qualité, sous la surveillance du procureur de la République, et lui adressent directement leurs procès-verbaux.

Néanmoins ils adressent aux ingénieurs, sous les ordres desquels ils continuent à exercer leurs fonctions, les procès-verbaux qui constatent les contraventions à la grande voirie, et, en double original, aux procureurs de la République et aux ingénieurs, ceux qui constatent des infractions aux règlements de l'exploitation.

Dans la huitaine du jour où ils auront reçu les procès-verbaux constatant des infractions aux règlements de l'exploitation, les ingénieurs transmettront au procureur de la République leurs observations sur ces procès-verbaux.

Dans le même délai ils transmettront au préfet les procès-verbaux qui auront été dressés pour contravention à la grande voierie.

Mines de houille de Lapleau.

Décret du Président de la République, en date du 5 mars 1850, portant réduction du périmètre de la concession des mines de houille de LAPLEAU (Corrèze).

(EXTRAIT.)

Art. 1er. La surface de la concession des mines de houille de Lapleau (Corrèze), fixée à trente-cinq kilomètres carrés par le décret impérial du 29 août 1809, est réduite à trois kilomètres carrés soixante hectares.

Art. 2. Cette concession, qui conservera le nom de *concession de Lapleau*, est limitée, conformément au plan annexé au présent décret, ainsi qu'il suit, savoir :

Au Nord-Est par une ligne brisée partant de l'angle Sud-Est du bâtiment le plus au Sud-Est du village de

Besse, point F (bâtiment d'exploitation appartenant au sieur Jean Sauviat, cultivateur à Besse) passant par l'angle Sud-Est du village de Maniodeix, point G (bâtiment d'habitation appartenant à Jean Gratadoux, cultivateur à Maniodeix) et allant aboutir à l'angle sud-ouest du bâtiment le plus Ouest du village des Chaussades, point H (bâtiment appartenant à Baptiste Puyaubert, cultivateur aux Chaussades);

Au Sud par une ligne droite partant de ce dernier point H et allant aboutir à la croisée des chemins situés dans la partie Nord du village de Laplagne, point L;

Au Sud-Ouest par une ligne droite partant de ce dernier point L et allant aboutir à la grande borne formant la limite des trois communes de Meymac, d'Ambrugeac et de Davignac, point K;

Enfin *au Nord-Ouest* par une ligne droite partant du point précédent et allant aboutir à l'angle Sud-Est du bâtiment le plus au Sud-Est du village de Besse, point de départ;

Lesdites limites portant sur le territoire des communes d'Ambrugeac, de Meymac, Maussac et Combressol, et renfermant, comme il est dit à l'art. 1er, trois kilomètres carrés soixante hectares.

Art. 3. Le concessionnaire se conformera aux dispositions du décret impérial du 29 août 1809, qui ne sont pas modifiées par le présent décret, ainsi qu'aux lois et règlements intervenus ou à intervenir sur le fait des mines.

Décret du Président de la République, en date du 5 *mars* 1850, *qui autorise le sieur* Alexis LALLEMAND, *propriétaire des forges d'*UZEMAIN, *à établir une usine pour l'affinage de la fonte et de la ferraille et l'étirage du fer dans un terrain qui lui appartient sur le nouveau lit du ruisseau d'*AMERCY, *au lieu dit* LES BATTANTS DE ROSEY, *commune de* XERTIGNY (Vosges).

Usine à fer, à Xertigny.

Cette usine se composera de deux feux d'affinerie au charbon de bois et des appareils nécessaires pour la soufflerie, ainsi que pour la compression et l'étirage du fer.

Platinerie, à Illy.

Décret du Président de la République, en date du 5 mars 1850, qui autorise le sieur Fiéron *à établir une platinerie dans la cage de l'émoulerie de* Bernusson, *située sur le ruisseau de* la Hatrelle, *dans la commune d'*Illy (Ardennes).

Cette platinerie comprendra :
1° Un foyer de chaufferie;
2° Un four à chauffer les platines;
3° Trois fours dormants;
4° Les marteaux-cylindres et autres artifices nécessaires pour la compression et l'étirage des fers.

Usine à fer de Lallier, à Breteuil.

Décret du Président de la République, en date du 5 mars 1850, qui autorise les héritiers Roy ou leurs ayants cause *à maintenir en activité l'usine à fer de* Lallier, *située sur le bras forcé de l'Iton, dans la commune de* Breteuil (Eure).

Cette usine est et demeure composée :
D'un haut-fourneau,
D'un lavoir à mines,
Et d'un bocard à laitiers.

Usine à fer, et moulin, à Plaines.

Décret du Président de la République, en date du 5 mars 1850, qui autorise les sieurs Bazile, Louis, Maitre et Cie, ou leurs ayants cause, *à maintenir en activité l'ancien moulin à farine établi sur la Seine et l'usine à fer élevée à proximité dudit moulin, sur une dérivation de cette rivière, dans la commune de* Plaines (Aube).

Cette usine est et demeurera composée ainsi qu'il suit :
1° Trois fours à réverbères de chaufferie à la houille;
2° Les équipages de cylindres ou laminoirs et autres mécanismes nécessaires pour la fabrication de la verge ronde;
3° Une tréfilerie avec les fours à recuire et les mécanismes nécessaires au tirage des fils.

Décret du Président de la République, en date du 5 mars 1850, qui autorise madame veuve DE RAINCOURT, *MM.* DE RAINCOURT, LEGRAND, DUPREL, BARÇON *et madame* Emilie BÉGEOT, *son épouse, concessionnaires de la mine de sel gemme de* MELCEY (Haute-Saône), *à établir sur le territoire de cette commune une usine pour l'élaboration du sel gemme et le traitement des eaux salées provenant de ladite mine.*

Usine pour l'élaboration du sel gemme et le traitement des eaux salées, à Melcey.

Décret du Président de la République, en date du 9 mars 1850, qui accordent aux sieurs ESTIENNE, BONNARD *et* VIALLET, *représentants de la compagnie dite du* PLAT-DE-GIER, *la concession de mines de houille situées dans la commune de* SAINT-PAUL-EN-JARRET, *arrondissement de* SAINT-ÉTIENNE (Loire).

Mines de houille du Plat-de-Gier.

(EXTRAIT.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession du Plat-de-Gier*, est limitée, conformément au plan annexé au présent décret, ainsi qu'il suit, savoir :

A l'Ouest, par la limite orientale de la commune de Saint-Jullien-en-Jarret, depuis le point U du plan, situé sur le ruisseau des Arcs, à la jonction des territoires des trois communes de Cellier, Saint-Paul-en-Jarret et Saint-Jullien, jusqu'au point T où le ruisseau de Vauron coupe le chemin qui, passant au Sud du hameau de Vauron, tend à celui de Rossary (ladite portion de limite étant commune avec celle de la concession de Saint-Chamond);

Au Sud, par une ligne droite partant du dernier point T et aboutissant au point V pris sur le ruisseau de Richorier, à 300 mètres de distance (vers le Sud-Sud-Est) de l'angle Sud du bâtiment des Rouardes;

A l'Est, à partir de ce dernier point V : 1° par le ruisseau de Richorier jusqu'à son confluent avec la rivière de Gier, point X; 2° par la ligne droite XN, dirigée sur le point N, où le ruisseau de la Faverge est coupé par une droite menée du carrefour Gonon à celui de Combe-Rigol, laquelle ligne XN est prise jusqu'à sa rencontre avec le chemin sinueux qui conduit de la maison Thiollier au hameau de Saleigneux, point H; cette limite étant commune

de V en X, avec la concession de la Grand'Croix, et de X en H avec celle de la Péronnière;

Au Nord, par la ligne droite partant du point précédent H et aboutissant au point de départ U;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de deux kilomètres carrés, trente-cinq hectares.

Art. 4. Les droits attribués aux propriétaires de la surface par les art. 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810, sur le produit des mines concédées, sont réglés à une redevance en nature proportionnelle aux produits de l'extraction, laquelle sera payée par les concessionnaires aux propriétaires des terrains sous lesquels ils exploiteront. Cette redevance est fixée ainsi qu'il suit :

PROFONDEUR.	PUISSANCE DES COUCHES.			
	2 mètres et au-dessus.	De 2 mètres à 1 mètre.	De 1 mètre à 0m,50.	Au-dessous de 0m,50.
A ciel ouvert.	1/4	1/6	1/8	1/16
Par puits jusqu'à 50 mètres inclusivement.	1/6	1/9	1/12	1/24
De 50 à 100 mètres.	1/8	1/12	1/16	1/32
De 100 à 150 mètres.	1/10	1/15	1/20	1/40
De 150 à 200 mètres.	1/12	1/18	1/24	1/48
De 200 à 250 mètres.	1/14	1/21	1/28	1/56
De 250 à 300 mètres.	1/16	1/24	1/32	1/64
De 300 à 350 mètres.	1/20	1/30	1/40	1/80
De 350 à 400 mètres.	1/30	1/50	1/60	1/120
De 400 à 450 mètres.	1/50	1/75	1/100	1/200
De 450 à 500 mètres.	1/70	1/100	1/140	1/280
De 500 à 550 mètres.	1/100	1/150	1/200	1/400
De 550 à 600 mètres.	1/150	1/200	1/300	1/600
Au delà de 600 mètres.	1/200	1/300	1/400	1/800

Toutes ces fractions seront réduites d'un tiers dans le cas où les concessionnaires emploieraient la méthode d'exploitation dite par remblai. Néanmoins, cette réduction n'aura lieu que dans le cas où il sera reconnu que le remblai occupera la huitième partie au moins des excavations opérées, et que la méthode procurera l'enlèvement des cinq sixièmes, au moins, de la houille contenue dans chaque tranche de couche en extraction.

Le remblai s'entendra des matières transportées et disposées de manière à soutenir le toit des excavations, et non des débris détachés du toit de la couche, soit par ébauchement naturel, soit artificiellement.

Art. 5. Les nombres portés dans le tarif ci-dessus, à la colonne *profondeur*, expriment les distances verticales qui existent entre le sol de chaque plan d'accrochage (ou recette) de la houille à l'intérieur de la mine et le seuil bordant à l'extérieur l'orifice du puits, soit que l'extraction s'opère par un puits vertical, soit qu'elle ait lieu par un puits incliné (ou fendue). Le cas arrivant où la tonne (ou benne) qui contient la houille serait accrochée au bas d'un plan incliné sur le prolongement d'un puits vertical, la profondeur ne sera comptée qu'à partir de la naissance du puits vertical.

Art. 6. Les puissances des couches de houille portées au tarif expriment les puissances réunies des différents lits de houille dont se compose une même couche, déduction faite des bancs de rochers interposés entre ces lits.

Toutefois la réduction aura lieu seulement à l'égard des bancs ou bandes de rochers qui se seront présentés avec continuité sur une surface de cent mètres carrés au moins, avec une épaisseur moyenne de dix centimètres et au-dessus.

Art. 7. La redevance sera délivrée jour par jour en nature, à moins que les propriétaires n'aiment mieux la recevoir en argent; dans ce cas, elle sera payée par semaine par les concessionnaires, suivant le prix courant de la houille de même qualité dans les concessions voisines.

Les propriétaires devront déclarer aux concessionnaires en quelle valeur ils veulent percevoir leur redevance, soit en nature, soit en argent, et cette déclaration sera

obligatoire jusqu'à l'abandon de la couche en exploitation au moment où la déclaration a été faite.

Art. 8. Les dispositions portées aux art. 4, 5, 6 et 7, qui précèdent, seront applicables nonobstant les stipulations contraires qui pourraient résulter de conventions antérieures entre les concessionnaires et les propriétaires de la surface.

Cahier des charges de la concession des mines de houille du PLAT-DE-GIER.

(EXTRAIT.)

Art. 10. Dans le cas où les travaux projetés par les concessionnaires devraient s'étendre sous la rivière de Gier ou à une distance de ses bords moindre de 50 mètres, ces travaux ne pourront être exécutés qu'en vertu d'une autorisation spéciale du préfet, donnée sur le rapport des ingénieurs des mines, après que les ingénieurs des Ponts-et-chaussées auront été entendus, et que les concessionnaires auront donné caution de payer l'indemnité exigée par l'art. 15 de la loi du 21 avril 1810. Les contestations relatives à la caution ou à l'indemnité seront portées devant les tribunaux et cours, conformément au dit article.

L'arrêté du préfet qui autorisera, s'il y a lieu, les travaux, pourra ordonner aux concessionnaires les mesures qui seraient reconnues nécessaires pour prévenir les infiltrations et de murailler solidement ou de remblayer complétement les excavations souterraines, si la nature du sol ou le peu de profondeur de ces excavations donne lieu de craindre des affaissements.

L'autorisation pourra même être retirée s'il est reconnu que, malgré de semblables précautions, lès travaux soient de nature à occasionner l'inondation de la mine.

Art. 27. Les concessionnaires laisseront, sur chacune des limites de leur concession un massif intact de houille (investison) de 15 mètres d'épaisseur, mesurée horizontalement, pour les parties qui se trouveront au plus à 300 mètres au-dessous du niveau ordinaire des eaux du Gier. Cette épaisseur sera augmentée de 5 mètres par 100 mètres de profondeur, au delà de 300 mètres.

Les massifs ne pourront être traversés ou entamés par

un ouvrage quelconque que dans le cas où le préfet, après avoir entendu les concessionnaires intéressés, et sur le rapport des ingénieurs des mines, aura autorisé cet ouvrage et prescrit le mode suivant lequel il devra être exécuté. Dans le cas où l'utilité des massifs aurait cessé, un arrêté du préfet sera nécessaire pour autoriser les concessionnaires à exploiter la partie qui leur appartiendra.

Usines à fer d'Herserange.

Décret du Président de la République, en date du 9 *mars* 1850, *qui autorise les sieurs* Aubé *fils et* Tronchon, *propriétaires des forges d'*Herserange (Moselle), *à faire à cette usine les additions et modifications suivantes :*

1° *Deux nouveaux hauts-fourneaux au charbon de bois ;*

2° *Quatre nouveaux foyers d'affinerie au charbon de bois ;*

3° *Un four à puddler et un second four à réverbère placé extérieurement au bâtiment désigné par la lettre* C *dans le plan d'ensemble annexé à la demande du* 23 *février* 1843 ;

4° *Reconstruction d'une ancienne fonderie avec les marteaux et artifices nécessaires pour la compression et l'étirage du fer ;*

5° *Un bocard en remplacement d'un ancien appareil de même genre et établissement de deux lavoirs à bras ;*

6° *Une nouvelle forge contenant six fours à puddler et les cylindres nécessaires pour la compression et l'étirage du fer.*

La consistance des usines d'Herserange sera en conséquence fixée ainsi qu'il suit, savoir :

Quatre hauts-fourneaux,

Six foyers d'affinerie au charbon de bois,

Sept fours à puddler et deux fours de chaufferie à réverbère,

Les machines soufflantes, marteaux, cylindres et autres mécanismes nécessaires pour fournir le vent aux foyers ou pour la compression et l'étirage du fer,

Une fonderie et un martinet,

Un bocard,

Deux lavoirs à bras pour l'épuration des minerais de fer ayant subi un premier lavage sur les lieux d'extraction.

Création d'un comité consultatif de l'Algérie.

*Décret du Président de la République, en date du 2 avril 1850, portant création d'un comité consultatif de l'*ALGÉRIE.

(EXTRAIT.)

Le Président de la République,

Vu l'art. 109 de la Constitution portant « que le territoire de l'Algérie sera régi par des lois particulières ; »

Sur le rapport du ministre de la guerre ;

Décrète :

Art. 1er. Il est institué, auprès du ministre de la guerre, un comité consultatif, dont les attributions sont déterminées ci-après, et qui prendra le nom de *Comité consultatif de l'Algérie.*

Art. 2. Le comité consultatif de l'Algérie est composé de neuf membres, savoir :

Deux représentants,

Deux conseillers d'État,

Deux officiers généraux ou officiers supérieurs,

Un membre de la cour des comptes ou de l'administration des finances,

Un inspecteur général ou membre du conseil général d'agriculture,

Un membre du conseil général des Ponts-et-Chaussées et des mines;

Un secrétaire y est attaché avec voix consultative.

Art. 3. Chaque année, les membres du comité sont nommés par décret du Président de la République, sur la proposition du ministre de la guerre.

Leurs fonctions sont gratuites.

Le ministre de la guerre désigne le membre qui doit présider le comité; il le préside lui-même toutes les fois qu'il le juge convenable.

. . . .

Art. 6. Le comité examine et discute tous les projets de lois, décrets et règlements généraux qui lui sont envoyés par le ministre de la guerre.

Art. 7. Il est également appelé à donner son avis :

Sur l'organisation de l'administration centrale, en ce qui concerne l'Algérie, et des services publics dans ce pays ;

. . . .

Sur les concessions, à des individus ou à des compa-

gnies, des terres d'une étendue de plus de cent hectares, des mines, minières ou des carrières, des chutes d'eau, de l'exploitation des bois, forêts, lacs salés ou d'eau douce, du desséchement des marais;

Et généralement sur toutes les questions et affaires administratives que le ministre jugera convenable de renvoyer à son examen.

. . . .

Mines de zinc, de plomb et autres métaux de Clairac.

Décret du Président de la République, en date du 6 avril 1850, portant concession au sieur Edme-Jean Leclaire *des mines de zinc, de plomb et d'autres métaux contenus dans les mêmes gîtes que les deux premiers, le fer excepté, situées dans les communes de* Meyrannes, Castillon, Robiac *et* Saint-Jean-de-Valeriscle, *arrondissement d'*Alais (Gard).

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession de Clairac*, est limitée, conformément au plan annexé au présent décret, ainsi qu'il suit, savoir :

Au Nord, par une ligne droite allant du clocher de Castillon, point A du plan, au point B, où le chemin de Castillon à Montagne est traversé par un chemin allant de Martin à Lauze;

A l'Est, à partir dudit point B par une ligne droite allant au point C, point de rencontre des limites des territoires des trois communes de Meyrannes, Robiac et Saint-Jean-de-Valeriscle;

Au Sud, à partir dudit point C, par une ligne droite allant au point D, intersection de la limite des territoires des communes de Saint-Jean-de-Valeriscle et de Robiac, avec une ligne droite menée des Brousses au clocher de Robiac;

A l'Ouest, à partir dudit point D, par une ligne droite allant au clocher de Castillon, point de départ du périmètre;

Lesdites limites renferment une étendue superficielle de quatre kilomètres carrés, quarante-cinq hectares.

Art. 4. Les droits attribués aux propriétaires de la surface, par les art. 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810, sur le

produit des mines concédées, sont réglés à une rétribution annuelle de dix centimes par hectare de terrain compris dans le périmètre de la concession.

Ces dispositions seront applicables nonobstant les stipulations contraires qui pourraient résulter de conventions antérieures entre le concessionnaire et les propriétaires de la surface.

Art. 7. Les minerais extraits antérieurement à l'acte de concession sont dévolus au concessionnaire, sous l'obligation de payer telles indemnités qui pourront être allouées par le conseil de préfecture aux extracteurs de minerais, conformément aux dispositions de l'article précédent.

Art. 13. La présente concession ne préjudicie en rien aux droits acquis aux concessionnaires des mines de houille de Robiac et de Meyrannes, et des mines de fer de Bessèges, par décret du 12 novembre 1809, et l'ordonnance du 16 juillet 1828, dans l'étendue aujourd'hui concédée pour le zinc et autres métaux, de pratiquer toutes les ouvertures qui seront reconnues utiles à l'exploitation de ces mines, soit près de la surface, soit dans la profondeur, sauf l'application réciproque, s'il y a lieu, des dispositions de l'art. 45 de la loi du 21 avril 1810.

Cahier des charges de la concession des mines de zinc, plomb et autres métaux de Clairac.

(Extrait.)

Art. 7. Dans le cas où les travaux projetés par le concessionnaire devraient s'étendre sous la route départementale de Saint-Ambroise à Bessèges, ou sous la rivière de Cèze, ou à une distance de leurs bords moindre de cinq mètres pour la route et de quinze mètres pour la rivière, ces travaux ne pourront être exécutés qu'en vertu d'une autorisation du préfet, donnée sur le rapport des ingénieurs des mines, après que les ingénieurs des ponts-et-chaussées auront été entendus, et après que le concessionnaire aura donné caution de payer l'indemnité exigée par l'art. 15 de la loi du 21 avril 1810. Les contestations relatives, soit à la caution, soit à l'indemnité, seront portées devant les tribunaux et cours conformément audit article. S'il est reconnu que l'autorisation peut être

accordée, le préfet prescrira toutes les mesures de conservation et de sûreté qui seront jugées nécessaires.

Art. 20. Le concessionnaire sera tenu de souffrir toutes les ouvertures qui seraient pratiquées pour l'exploitation des mines de fer de Bessèges et des mines de houille de Robiac et Meyrannes, par le concessionnaire de ces dernières mines, ou même le passage à travers ses propres travaux, s'il est reconnu nécessaire; le tout, s'il y a lieu, moyennant une indemnité, qui sera réglée de gré à gré ou à dire d'experts.

En cas de contestations sur la nécessité ou l'utilité de ces ouvertures, il sera statué par le préfet, sur le rapport des ingénieurs des mines, les parties ayant été entendues, et sauf le recours au ministre des travaux publics.

Art. 21. Si l'exploitation des gîtes de zinc, plomb et autres métaux, objet de la présente concession, fait reconnaître qu'ils s'approchent des gîtes de fer ou de houille, objet des concessions de Bessèges et de Robiac et Meyrannes, le concessionnaire ne pourra exploiter que la partie de ces gîtes où l'extraction sera reconnue n'offrir aucun inconvénient pour l'exploitation des mines de fer et de houille. En cas de contestations à ce sujet, il sera statué par le préfet, ainsi qu'il est dit en l'article ci-dessus, et le concessionnaire devra se conformer aux mesures qui seront prescrites par l'administration dans l'intérêt de la bonne exploitation de chaque substance.

Art. 28. Le concessionnaire pourra établir des usines pour la préparation mécanique ou le traitement minéralurgique des produits de ses mines, après avoir obtenu une permission à cet effet dans les formes déterminées par les art. 73 et suivants de la loi du 21 avril 1810.

Arrêté du ministre des travaux publics, en date du 15 *avril* 1850, *relatif au service du contrôle et de surveillance des chemins de fer en exploitation* (1). Chemins de fer.

Le ministre des travaux publics,

Vu la loi du 15 juillet 1845 sur la police des chemins de fer;

(1) *Voir* ci-après, page 728, la circulaire du 15 avril 1850.

Vu l'ordonnance du 15 novembre 1846 portant règlement d'administration publique sur la police, la sûreté et l'exploitation des chemins de fer;

Vu la loi du 27 février 1850 sur les commissaires de surveillance administrative des chemins de fer (1);

Vu l'avis de la commission centrale des chemins de fer, en date du 27 octobre 1848,

Arrête ce qui suit :

Art. 1er. Le contrôle et la surveillance des chemins de fer exploités par les compagnies sont exercés directement par le ministre des travaux publics, pour tout ce qui concerne le service de l'exploitation proprement dite, l'ensemble de la circulation, les mesures générales de police et de sûreté, l'application des tarifs, la surveillance des opérations commerciales et les mesures générales d'intérêt public.

Art. 2. Les mesures d'intérêt local concernant la conservation des bâtiments, ouvrages d'art, terrassements et clôtures, des abords des gares et stations, des passages à niveau, des ponts, rivières ou canaux traversant les chemins de fer, y compris la police des cours dépendant des stations, et en général toutes les questions relatives à l'exécution des titres I et II de la loi du 15 juillet 1845 sur la police des chemins de fer, sont dans les attributions des préfets des départements traversés.

Chaque préfet prend, en outre, dans l'étendue de son département, les mesures nécessaires pour rendre exécutoires les règlements et instructions ministérielles concernant le public.

Art. 3. Les ingénieurs en chef des Ponts-et-Chaussées ou des Mines, chargés du contrôle et de la surveillance des chemins de fer, adressent directement leurs rapports et leurs propositions au ministre, pour tout ce qui concerne l'exploitation proprement dite, comprenant l'exploitation commerciale et technique, la traction, l'entretien du matériel, les signaux, la surveillance et l'entretien de la voie.

Ils correspondent avec les préfets des départements traversés, pour toutes les affaires qui se rattachent au premier paragraphe de l'art. 2 ci-dessus. Ils leur adressent

1) *Voir*, *suprà*, page 689.

leurs rapports et leurs propositions, et surveillent l'exécution de leurs arrêtés.

Art. 4. Le contrôle et la surveillance s'exercent, sous les ordres des ingénieurs en chef, 1° pour le service d'entretien des terrassements et ouvrages de toute nature, de la voie de fer, du matériel, et pour le service de l'exploitation technique, par les ingénieurs ordinaires des Ponts-et-Chaussées et des Mines, les conducteurs et garde-mines placés sous leurs ordres ; 2° pour la vérification des tarifs, la surveillance des opérations commerciales, ainsi que pour l'établissement de la statistique des recettes et dépenses et du mouvement de la circulation, par les inspecteurs de l'exploitation commerciale.

Art. 5. Les commissaires et sous-commissaires de surveillance administrative sont chargés de surveiller les détails de l'exploitation technique et commerciale ; ils sont placés sous les ordres des ingénieurs ordinaires et des inspecteurs de l'exploitation commerciale et correspondent avec eux pour ce qui concerne leurs attributions respectives,

Ils résident dans les gares ou stations qui leur sont assignées et où un local leur est réservé ; ils constatent les crimes, délits et contraventions commis dans l'enceinte des chemins de fer et dans leurs dépendances, ainsi que les infractions aux règlements d'exploitation, par des procès-verbaux dressés conformément aux dispositions de la loi du 27 février 1850.

Art. 6. Sont et demeurent rapportées les décisions précédentes par lesquelles la surveillance administrative à exercer sur divers chemins de fer a été centralisée entre les mains de l'un des préfets des départements traversés.

Usine à fer à Decazeville.

*Décret du Président de la République, en date du 17 avril 1850, qui autorise la compagnie des houillères et fonderies de l'*Aveyron *à ajouter à l'usine à fer qu'elle possède dans la commune de* Decazeville (Aveyron) :

1° *Deux hauts-fourneaux au coke ;*
2° *Vingt-six fours à puddler à la houille ;*
3° *Sept fours à réverbère de chaufferie à la houille ;*
4° *Un atelier pour le broyage des minerais et castines, contenant trois marteaux et quatre molletons ;*

3° Enfin les appareils de soufflerie, de compression, d'étirage et de broyage nécessaires au service des feux et ateliers ci-dessus désignés.

Mines de fer de Rothau.

Décret du Président de la République, en date du 26 avril 1850, portant acceptation de la renonciation de la société des forges de Framont *à la concession des mines de fer de* Rothau (Vosges).

(Extrait.)

Art. 3. Sont expressément réservés les droits de la commune de Rothau et de tous autres propriétaires du sol, pour les indemnités qu'ils pourraient avoir à répéter contre la compagnie en raison de dégâts ou dommages qui auraient été occasionnés sur leurs terrains par les précédents travaux de ladite compagnie.

Art. 4. Dans un délai de trois mois, à compter de la notification du présent décret, la société de Framont devra, daus l'intérêt de la sûreté publique, fermer en maçonnerie, si elle ne l'a fait déjà, les ouvertures qui donnaient accès aux travaux de ses mines, savoir : le puits et la galerie de Minguettes, et la galerie inférieure des travaux du bas Bac-Pré.

Art. 5. Elle devra en outre, dans le même délai, placer des repères à chacune de ces ouvertures, afin de faciliter l'intelligence des plans des travaux souterrains et pour qu'on puisse au besoin retrouver la position de ces anciens puits et galeries.

La situation et la forme de ces repères seront vérifiées, en présence du représentant de la compagnie ou lui dûment appelé, par l'ingénieur des mines de l'arrondissement, qui en dressera un procès-verbal descriptif en trois expéditions. L'une de ces expéditions sera déposée aux archives de la commune de Rothau; la seconde à la préfecture du département, et la troisième sera transmise au ministre des travaux publics.

Art. 6. A défaut par la compagnie de Framont de se conformer aux dispositions prescrites par les art. 4 et 5 ci-dessus, il y sera pourvu d'office, à ses frais, en exécution de l'art. 50 de la loi du 21 avril 1810 et dans les formes déterminées par les art. 4 et 5 de l'ordonnance réglementaire du 26 mars 1843.

Décret du Président de la République, en date du 26 *avril* 1850, *portant acceptation de la renonciation de la société des forges de* Framont *à la concession des mines de fer de* Banwald (Vosges). **Mines de fer de Banwald.**

(Extrait.)

Art. 3. Sont expressément réservés les droits des propriétaires du sol pour les indemnités qu'ils pourraient avoir à répéter contre la compagnie, en raison de dégâts ou dommages qui auraient été occasionnés sur leurs terrains par les précédents travaux de ladite compagnie.

Art. 4. Dans un délai de trois mois, à compter de la notification du présent décret, la société de Framont devra, dans l'intérêt de la sûreté publique, fermer en maçonnerie, si elle ne l'a fait déjà, les ouvertures qui donnaient accès aux travaux des mines de Banwald.

Art. 5 et 6. (*Comme les art.* 5 *et* 6 *du décret ci-dessus, sauf la substitution du nom de la commune de Natzviller à celui de la commune de Rothau dans l'art.* 5.)

Décret du Président de la République, en date du 6 *mai* 1850, *qui autorise le sieur* Osmin Cazaux *à établir sur le ruisseau du* Puch, *au lieu dit* Boisbiel, *dans la commune de* Belin (Gironde), *une usine à fer qui sera composée d'un haut-fourneau au charbon de bois, ainsi que d'une machine soufflante et des accessoires nécessaires au roulement de l'établissement.* **Usine à fer, à Belin.**

Décret du Président de la République, en date du 6 *mai* 1850, *qui autorise les sieurs* Pierre-François Gautiez *et* Jean-Jacques-Charles Gautiez, *propriétaires du haut-fourneau de* Sainte-Claire-de-Villerupt, *situé sur le ruisseau de la* Vacherie, *dans la commune de* Villerupt (Moselle), *à ajouter à cette usine :* **Usine à fer de Sainte-Claire-de-Villerupt.**

1° *Un feu d'affinerie au charbon de bois, alimenté par la machine soufflante du haut-fourneau ;*

2° *Un marteau de forge mis en mouvement au moyen du réservoir de l'ancien laminoir à tôle, qui sera rétabli à cet effet ;*

3° Un bocard pour le traitement du minerai et des laitiers, placé sur le canal de décharge de la prise d'eau principale.

La consistance totale de ladite usine est et demeure en conséquence composée ainsi qu'il suit :
Un haut-fourneau ;
Un feu d'affinerie ;
Un marteau nécessaire à la compression et à l'étirage du fer ;
Un bocard à crasses et à minerais.

Usine à fer de la Poultière, commune de la Guéraulde.

Décret du Président de la République, en date du 6 mai 1850, qui autorise les héritiers de feu M. Roy ou leurs ayants cause *à maintenir en activité l'usine à fer de* la Poultière, *qu'ils possèdent en la commune de* la Guéraulde *sur le bras forcé de l'*Iton *fluant par* Breteuil (Eure).

Cette usine comprendra :
Un haut-fourneau ;
Trois feux de forge ;
Un bocard à laitiers ;
Un lavoir à mines.

Usine à fer de Parenche, commune d'Azy-le-Vif.

Décret du Président de la République, en date du 6 mai 1850, qui autorise le sieur Vertpré *à maintenir en activité l'usine à fer de* Parenche, *qu'il possède sur l'étang de ce nom, dans la commune d'*Azy-le-Vif (Nièvre).

Cette usine est et demeurera composée :
1° D'un haut-fourneau ;
2° D'un lavoir à bras ;
3° De deux feux de petite forge ;
4° D'une mazerie ;
5° Des machines soufflantes et de compression nécessaires au roulement de l'établissement.

Usine à fer, à la Ferté-sur-Aube.

Décret du Président de la République, en date du 6 mai 1850, qui autorise le sieur César Quilliard *à maintenir en activité l'usine à fer qu'il possède sur une dérivation*

*de la rivière de l'*AUBE, *dans la commune de la* FERTÉ-SUR-AUBE (Haute-Marne), *et à y ajouter divers feux, machines et ateliers accessoires.*

La consistance de cette usine est et demeure fixée ainsi qu'il suit, savoir :

Deux feux d'affinerie au charbon de bois ;
Un four à recuire à flamme perdue ;
Un four à réchauffer alimenté à la houille ;
Un train de cylindres de tirerie ;
Une tréfilerie de vingt-deux bobines et lières ;
Les machines soufflantes et de compression nécessaires à la fabrication du fer.

Lavoir à cheval, à Bouhans.

Décret du Président de la République, en date du 6 *mai* 1850, *qui autorise le sieur* Charles CRESTIN *à établir un lavoir à cheval pour la préparation du minerai de fer sur un terrain qu'il possède au lieu dit* LA CORVÉE-DU-PONT, *dans la commune de* BOUHANS (Haute-Saône).

Usine à fer, à Rachecourt.

Décret du Président de la République, en date du 13 *mai* 1850, *qui autorise les sieurs* JACQUOT, frères et neveux, *à ajouter au haut-fourneau qu'ils possèdent dans la commune de* RACHECOURT (Haute-Marne), *sur la rivière de la Marne :*

Un second haut-fourneau pour la fusion du minerai de fer, chauffé au charbon de bois ;
Six fours à puddler ;
Quatre fours à réchauffer alimentés avec de la houille ;
Deux feux d'affinerie au charbon de bois, ainsi que les machines soufflantes, d'étirage et de compression, accessoires nécessaires de ces feux.

En conséquence l'usine de Rachecourt sera composée ainsi qu'il suit, savoir :

Deux hauts-fourneaux ;
Six fours à puddler ;
Quatre fours à réchauffer à la houille ;
Deux feux d'affinerie au charbon de bois ;
Un bocard à cinq pilons ;

Un patouillet à deux huches;

Les machines soufflantes, de compression et d'étirage nécessaires à la fabrication de la fonte et des fers de différentes sortes.

Usine à fer de la Chapelle, commune de Saint-Paul-en-Jarrêt.

Décret du Président de la République, en date du 13 mai 1850, qui autorise les sieurs TARGE frères, *propriétaires de l'usine à fer de* LA CHAPELLE, *établie en vertu de l'ordonnance du 13 décembre 1829, dans la commune de* SAINT-PAUL-EN-JARRÊT (Loire), *à ajouter à cette usine trois fours à puddler et un four à réchauffer.*

La consistance totale de ladite usine est et demeurera, en conséquence, fixée ainsi qu'il suit :

1° Six fours à puddler;

2° Deux fours à réchauffer;

3° Les machines de compression et d'étirage nécessaires à la fabrication du fer et au roulement de l'établissement.

Bocard à laitiers et lavoir à minerais, près de l'usine de Sainte-Claire-de-Villerupt.

Décret du Président de la République, en date du 13 mai 1850, qui autorise les sieurs GAUTIEZ frères, *propriétaires de l'usine à fer de* SAINTE-CLAIRE-DE-VILLERUPT (Moselle), *à établir un bocard à laitiers et un lavoir à bras pour la préparation du minerai de fer dans les dépendances de ladite usine, sur le canal de fuite de la soufflerie de leur haut-fourneau.*

Usines à cuivre, plomb et zinc, à Vedènes.

Décret du Président de la République, en date du 13 mai 1850, qui autorise le sieur Henri DE CHATILLON ou ses ayants droit *à maintenir en activité, modifier et augmenter les usines à cuivre, plomb et zinc, situées à* AIGUILLES, *commune de* VEDÈNES (Vaucluse), *sur le canal de* VAUCLUSE, *au point où ce canal se partage en deux branches, l'une sur* SORGUES, *l'autre sur* AVIGNON.

Ces usines comprendront, savoir :

Deux fourneaux à réverbère;

Huit fourneaux de chaufferie;

Un fourneau à manche;

Un fourneau de fusion pour le zinc;

Ensemble les appareils de compression, laminoirs ou martinets nécessaires au roulement de l'établissement.

Décret du Président de la République, en date du 13 *mai* 1850, *qui autorise les sieurs* Dupont et Dreyfus *à maintenir en activité deux lavoirs à bras pour la préparation du minerai de fer, situés sur le ruisseau d'*Houy, *dans un terrain qui leur appartient, au lieu dit* Suzon, *commune de* Saint-Juvin (Ardennes). **Lavoir à bras, à Saint-Juvin.**

Décret du Président de la République, en date du 18 *mai* 1850, *qui accorde aux sieurs* Antoine Lévesque père, Jean-Joachim et Martin Lévesque fils, Jacques-Louis Vaillé et Adolphe Thibal, *concession de mines de houille situées dans la commune de* Milhau, *arrondissement de* Milhau (Aveyron). **Mines de houille de Mas-Nau.**

(Extrait.)

Art. 2. Cette concession, qui prendra le nom de *concession du Mas-Nau*, est limitée, conformément au plan annexé au présent décret, ainsi qu'il suit, savoir :

Au Nord, par une ligne droite joignant l'angle Nord-Est de la maison principale du Pinel au point de rencontre des deux chemins de Capdase et des Truels à Milhau, point D du plan;

A l'Ouest, par des lignes droites menées du point de rencontre ci-dessus désigné au confluent du ravin de Vialarèzes et du ruisseau de Roubeiller, et de ce confluent à l'angle Sud-Ouest de la maison la plus au Sud du hameau de Potensac;

Au Sud, par une ligne droite menée de l'angle ci-dessus défini à l'embranchement des deux chemins de Pinel à Combes-Brein, et de Milhau à Saint-Martin, ladite ligne arrêtée à une distance de mille mètres de son point de départ, au point F du plan;

A l'Est, par une ligne droite menée du point F ci-dessus à l'angle Nord-Est de la maison principal du Pinel, point de départ;

Lesdites limites renfermant une étendue superficielle de un kilomètre carré, vingt hectares, quatorze ares, soixante-trois centiares.

Art. 4. Les droits attribués aux propriétaires de la surface par les art. 6 et 42 de la loi du 21 avril 1810, sur le produit des mines concédées, sont réglés à une rétribu-

tion annuelle de 10 centimes par hectare de terrain compris dans la concession.

Ces dispositions seront applicables nonobstant les stipulations contraires qui pourraient résulter de conventions antérieures entre les concessionnaires et les propriétaires de la surface.

Mines de houille de la Cavalerie.

Décret du Président de la République, en date du 22 *mai* 1850, *portant extension de la concession des mines de houille de* LA CAVALERIE (Aveyron).

(EXTRAIT.)

Art. 1er. Il est fait réunion à la concession houillère de la Cavalerie, pour ne former avec celle-ci qu'une seule et même concession, des terrains d'une étendue superficielle de trois kilomètres carrés, quatre-vingt-huit hectares, et délimités ainsi qu'il suit, conformément au plan annexé au présent décret, savoir :

Au Nord, par deux lignes droites joignant successivement l'angle Nord-Ouest de Campredon à l'angle Sud-Ouest de la maison la plus à l'Ouest de la Boissière, et de ce dernier point à un point H situé à 490 mètres au Nord de Monrepos, sur le chemin de la Roque à Lodève ;

A l'Est, par le chemin de la Roque à Lodève, depuis le point H ci-dessus défini jusqu'à l'angle Sud-Est de la Jasse-de-Guizonne ;

Au Sud, par une ligne droite menée du point précédent à l'angle Sud-Ouest du Puech-Blocous ;

A l'Ouest, par une ligne droite menée de l'angle Sud-Ouest du Puech-Blocous à l'angle Nord-Ouest de Campredon, point de départ.

Art. 2. En conséquence, la concession de la Cavalerie est et demeurera délimitée de la manière suivante :

Au Nord, par quatre lignes droites joignant successivement : 1° le roc de l'Egue (point A du plan) ; 2° l'angle Sud de la Jasse-de-Combe-Crosse (point B du plan) ; 3° l'angle Ouest de la Bergerie-de-Campredon (point C) ; 4° l'angle Sud-Ouest de la maison la plus occidentale du hameau de la Boissière ; 5° le point H, situé sur le

chemin de la Roque à Lodève, à 490 mètres de Montrepos;

A l'Est, à partir du point H précédent, par ledit chemin de la Roque à Lodève jusqu'à l'angle Sud-Est de la Jasse-de-Guizonne;

Au Sud, à partir de l'angle Sud-Est de la Jasse-de-Guizonne, par une ligne droite menée à l'angle Est du Puech-Blocous (point D du plan); puis par le chemin la de Naut à la Cavalerie jusqu'au point E, où il se joint à route de la Cavalerie à Milhan (route nationale n° 9), puis par la route de la Cavalerie à Saint-Affrique (route nationale n° 99) jusqu'au point F, situé sur la limite orientale des terres de Lescure;

A l'Ouest, à partir du point précédent, par la limite orientale des terres de Lescure, jusqu'au roc de l'Egue, point de départ.

Lesdites limites comprenant une surface totale de neuf kilomètres carrés, quatre-vingt-deux hectares.

Art. 3. Il n'est rien dérogé aux autres dispositions de l'ordonnance du 23 janvier 1835, institutive de la concession de la Cavalerie, lesquelles, ainsi que le cahier des charges annexé à ladite ordonnance, sont rendues applicables à l'ensemble de la concession telle qu'elle est délimitée par l'art. 2 ci-dessus.

Décret du Président de la République, en date du 23 mai 1850, relatif à la perception des droits de navigation établis sur le canal du Rhône au Rhin.

Droits de navigation sur le canal du Rhône au Rhin.

Le Président de la République,

Vu la loi du 5 août 1821, relative à l'achèvement du canal du Rhône au Rhin;

Vu le cahier des charges annexé à cette loi;

Vu l'ordonnance du 14 avril 1841;

Vu la lettre du 1er mars 1850, par laquelle la compagnie du canal du Rhône au Rhin consent, sous toutes réserves, quant à la légalité de l'ordonnance précitée, à la modification partielle et temporaire du tarif actuellement existant,

Décrète :

Art. 1er. Les dispositions de l'ordonnance du 14 avril

1844, relatives aux droits de navigation établis sur canal du Rhône au Rhin, seront modifiées ainsi qu'il suit :

A partir du 1er juin 1850 et pendant trois années consécutives, les droits de navigation sur le canal du Rhône au Rhin seront perçus sur la partie du canal comprise entre Strasbourg, Mulhouse et Huningue, conformément au tarif ci-après :

Par myriamètre et par tonne de 1.000 kilogrammes :

Marchandise de première classe. . . . . 10 cent.
Marchandise de deuxième classe. 05

La seconde classe comprend :

. . . .

Les terres, marne, sable, sablon, gravier, cendres lessivées;

. . . .

. . . .

Les houilles et coke;
Les plâtres, moellons, chaux, briques, ardoises, tuiles, pierres et mastic d'asphalte;
Les pierres de taille;
Les minerais, scories de métaux, manganèse, soufre brut;
Les sels et garance.

Les marchandises non dénommées ci-dessus seront imposées à la première classe du tarif.

Art. 2. Les bateaux chargés de marchandises donnant lieu à la perception de droits différents seront taxés d'après le tonnage particulier de chaque espèce de marchandises.

Art. 3. . . . .

Art. 4. Le ministre des finances est chargé de l'exécution du présent décret, qui sera inséré au Bulletin des lois.

Lavoirs à bras, à Champtonnay.

Décret du Président de la République, en date du 30 *mai* 1850, *qui autorise le sieur* Bouveret, *régisseur du haut-fourneau de* Valay, *à établir six lavoirs à bras pour la préparation du minerai de fer, sur un terrain appartenant au sieur* Pierre Oudin, *au lieu dit l'*Etang-du-Bard, *commune de* Champtonnay (Haute-Saône).

(Extrait.)

Art. 10. La présente permission cessera d'avoir son effet à l'expiration du terme de la cession consentie au

sieur Bouveret par le sieur Pierre Oudin, propriétaire du terrain sur lequel les lavoirs seront établis, ou à l'expiration du renouvellement de cette cession, s'il y a lieu, à moins que le permissionnaire n'ait été autorisé à continuer d'occuper ledit terrain, en vertu de l'art. 80 de la loi du 21 avril 1810.

Décret du Président de la République, en date du 31 *mai* 1850, *qui modifie le tarif des droits de navigation perçus sur le canal de la* SOMME.

Droits de navigation sur la Somme.

Le Président de la République,

Vu la loi du 5 août 1831, relative à la reconstruction et à l'achèvement de plusieurs canaux;

Vu le tarif des droits de navigation et le cahier des charges concernant le canal de la Somme;

Vu l'arrêté du pouvoir exécutif, en date du 7 décembre 1848;

Vu la délibération du 6 avril 1850, par laquelle le conseil d'administration de la compagnie des *Trois-Canaux* adhère aux dispositions ci-après;

Sur le rapport du ministre des finances,

Décrète :

Art. 1er. A partir du 24 juin 1850 et jusqu'au 25 septembre 1852, le tarif des droits de navigation perçus sur le canal de la Somme sera modifié ainsi qu'il suit :

Par tonne de 1.000 kilogrammes et par myriamètre :

1° Les marchandises formant la première et la deuxième classe du tarif actuel seront réunies en une seule classe, et imposées à quarante centimes, ci. . . . . 40 cent.

2° Les marchandises composant les troisième et quatrième classes n'en formeront également qu'une seule, imposée à trente centimes, ci. . . . . 30 cent.

3° La houille sera reportée de la troisième à la sixième classe, et taxée à vingt et un centimes, ci. . . . . 21 cent.

Art. 2. Les réductions ci-dessus ne seront applicables qu'à la partie supérieure du canal de Saint-Simon à Amiens.

Art. 3. Le décime pour franc cessera d'être perçu sur le canal tout entier pendant le laps de temps ci-dessus déterminé, c'est-à-dire du 24 juin 1850 au 27 septembre 1852.

Art. 4. Le ministre des finances est chargé de l'exécution du présent décret, qui sera inséré au Bulletin des lois.

Terrain contenant des ossements fossiles à Sansan.

Loi du 1er juin 1850, qui reporte à l'exercice 1849 un crédit ouvert, par la loi du 8 août 1847 (1), pour le payement d'un terrain contenant des ossements fossiles, situé à SANSAN (Gers).

Droit de sortie sur les terres pyriteuses, dites cendres noires, cendres de Tropey, etc.

Décret du Président de la République, en date du 3 juin 1850, qui réduit le droit établi à la sortie des terres pyriteuses, dites cendres noires, cendres de Tropey, etc. (2).

Le Président de la République,

Sur le rapport du ministre de l'agriculture et du commerce,

Vu l'art. 34 de la loi du 17 décembre 1814,

Décrète :

Art. 1er. Le droit établi à la sortie des terres pyriteuses dites cendres noires, cendres de Tropey, etc., est réduit à un centime par cent kilogrammes.

Art. 2. Le ministre de l'agriculture et du commerce et le ministre des finances sont chargés, chacun en ce qui le concerne, de l'exécution du présent décret.

Usine à fer, à Givors.

Décret du Président de la République, en date du 3 juin 1850, qui autorise les sieurs GÉNISSIEU, PRENAT, *et* Cie, *propriétaires de l'usine à fer établie en vertu de l'ordonnance du 5 février 1843, dans la commune de* GIVORS (Rhône), *à ajouter à cette usine un haut-fourneau au coke.*

La consistance totale de ladite usine est et demeurera en conséquence fixée ainsi qu'il suit :

1° Deux hauts-fourneaux au coke;

2° Deux fours à réverbère et trois cubilots destinés à refondre la fonte;

3° Tous les appareils accessoires nécessaires au roulement de l'usine, tels que machines soufflantes, tours, alésoirs, ateliers de moulage, etc.

---

(1) Annales des mines, 4e série, t. XII, p. 670.
(2) *Voir* ci-après, p. 743, la circulaire du 3 juin 1850.

Décret du Président de la République, en date du 20 juin 1850, qui autorise le sieur Balthasar Monnet, *à établir un haut-fourneau au coke et deux cubilots au lieu dit de* Varennes, *commune de* Roanne (Loire). Haut-Fourneau, etc., à Roanne.

Décret du Président de la République, en date du 20 juin 1850, qui autorise les héritiers ou ayants cause du sieur François-Victor-Jean Lespérut *à maintenir en activité, en en modifiant et en augmentant la consistance, les forges dites d'*Eurville, *qu'ils possèdent sur la* Marne, *dans les communes de* Bienville *et d'*Eurville (Haute-Marne). Forges à Bienville et Eurville.

La consistance de ces usines est et demeure composée ainsi qu'il suit, savoir :

1° L'usine de Bienville, dite la Forge-Neuve, sur la rive droite de la Marne;

De deux fours à puddler;

De deux chaufferies à la houille;

D'un feu de martinet;

Des machines de compression ou autres nécessaires à ces feux.

2° L'usine à fer d'Eurville, dite la Forge-Vieille, sur la rive gauche de la Marne :

De quatre hauts-fourneaux;

De trois chaufferies à la houille;

De douze fours à puddler ou à réchauffer;

De deux fours dormants;

D'une fenderie;

De deux patouillets avec leurs bocards;

Et des machines soufflantes, d'étirage et de compression nécessaires à l'activité des fourneaux et à la fabrication des fers de toute sorte.

Décret du Président de la République, en date du 20 juin 1850, qui autorise le sieur Thomassin de Bienville *à maintenir en activité l'usine à fer et le moulin à deux tournants qu'il possède sur la* Marne, *dans la commune de* Bienville (Haute-Marne). Usine à fer et moulin, à Bienville.

La consistance de l'usine à fer est et demeure composée ainsi qu'il suit :

Un haut-fourneau;
Deux fours à puddler;
Une chaufferie à la houille;
Une chaufferie de martinet;
Les machines soufflantes, de compression et d'étirage nécessaires à la fabrication du fer;
Un bocard à crasses;
Deux bocards à mines, avec deux patouillets à deux huches.

Forge à laminoirs, à Manois.

***Décret du Président de la République, en date du 20 juin 1850, qui autorise le sieur* DE BEURGES, *maître de forges à* ECOT, *à ajouter à son usine de fer de* MANOIS, *arrondissement de* CHAUMONT (Haute-Marne), *établie en vertu de l'ordonnance du 30 juin 1824, et en remplacement de la fonderie d'*ECOT, *permissionnée par ordonnance du 22 décembre 1824, une forge à laminoirs marchant à la houille, composée ainsi qu'il suit, savoir* :**

Quatre fours à puddler;
Deux fours à réchauffer;
Une fonderie;
Et tous les appareils de compression et d'étirage nécessaires à la fabrication.

Droits de navigation sur les canaux de Berry et latéral à la Loire, de Dijon à Briare, etc.

Décret du Président de la République, en date du 26 juin 1850, relatif aux droits de navigation établis sur les canaux de* BERRY *et latéral à la* LOIRE, *de* DIGOIN *à* BRIARE, *et sur les canaux de jonction ouverts à* DECISE *et à* FOURCHAMBAULT, *entre la* LOIRE *et le canal latéral.

Le Président de la République,
Vu la loi du 14 avril 1822 relative à la construction et à l'achèvement de plusieurs canaux;
Vu le cahier des charges annexé à ladite loi;
Vu le décret, en date du 17 novembre 1849 (1), qui a maintenu jusqu'au 1er juillet 1850, le tarif actuel des droits de navigation sur les canaux de Berry et latéral à la Loire, de Digoin à Briare;
Vu la lettre de la compagnie des Quatre-Canaux, en

(1) *Voir* le tome XV des Annales des mines.

date du 22 juin 1850, portant consentement au maintien provisoire dudit tarif;

Sur le rapport du ministre des finances,

Arrête :

Art. 1er. Le tarif des droits de navigation qui sont actuellement perçus sur les canaux de Berry et latéral à la Loire, de Digoin à Briare, est prorogé jusqu'au 1er octobre 1850.

Art. 2. Le même tarif sera appliqué, à partir du 1er juillet 1850, aux canaux de jonction ouverts à Decise et Archambault, entre la Loire et le canal latéral.

Art. 3. Le ministre des finances est chargé de l'exécution du présent décret, qui sera inséré par extrait au Bulletin des lois.

Décret du Président de la République, en date du 27 juin 1850, qui autorise les sieurs Brunet et Cie, *composant la société* Risloise, *à établir une usine à fer et une papeterie à* Pont-Audemer (Eure), *sur une dérivation de la rivière de* Risle, *dont ils sont propriétaires, et laquelle a été réglée par ordonnance du 27 avril* 1838. Usine à fer et papeterie, à Pont-Audemer

La consistance de l'usine à fer est et demeurera déterminée ainsi qu'il suit, savoir :

Douze fours à puddler;

Huit fours à réchauffer;

Et tous les appareils de compression et d'étirage nécessaires pour la fabrication.

Décret du Président de la République, en date du 27 juin 1850, qui autorise la dame veuve Damour *à maintenir en activité l'usine à fer qu'elle possède sur la* Nièvre, *à* Poissons, *commune de* Poiseux (Nièvre). Usine à fer, à Poiseux.

Ladite usine est et demeure composée ainsi qu'il suit :

1° Un feu de mazerie;

2° Deux feux d'affinerie;

3° Les machines soufflantes et celles de compression et d'étirage nécessaires à la fabrication du fer.

Lavoirs à bras, à Montormentier.

Décret du Président de la République, en date du 27 juin 1850, qui autorise le sieur Billiard *à établir six lavoirs à bras pour la préparation du minerai de fer, sur un terrain qu'il possède au lieu dit* La Combotte, *dans la commune de* Montormentier (Haute-Marne).

CIRCULAIRES ET INSTRUCTIONS

ADRESSÉES A MM. LES PRÉFETS, A MM. LES INGÉNIEURS DES MINES, ETC.

DEUXIÈME SEMESTRE DE 1849.

M. le Préfet d

Paris, le 26 décembre 1849.

Monsieur le préfet, les lenteurs de l'action administrative ont depuis longtemps donné lieu à des plaintes malheureusement trop bien fondées, et qu'il est urgent de faire cesser.

Elles ont compromis le principe de la centralisation, que peut-être il faudra restreindre dans quelques-unes de ses applications, mais qu'il importe de conserver comme élément de force et d'unité, en sachant le contenir dans de justes limites.

L'habitude d'une fâcheuse lenteur dans la préparation des affaires a été contractée à tous les degrés de l'organisation administrative; il faut qu'à tous les degrés cette funeste tradition se perde.

J'ai déjà pris des mesures pour faire cesser les retards qui provenaient du fait de l'administration centrale; je veux que chaque jour suffise à l'expédition des affaires qu'il apporte, et je tiendrai sévèrement la main à l'exacte observation des règles qui peuvent assurer ce résultat.

Mais les lenteurs de l'instruction locale ne sont ni moins nuisibles ni moins importantes à faire disparaître, et pour y mettre fin j'ai besoin de votre concours et de tout votre zèle.

Je vous demande donc, monsieur le préfet, en ce qui vous concerne, et je vous invite à exiger des ingénieurs placés sous vos ordres l'expédition la plus prompte des

affaires. Les intérêts publics et particuliers, que ces lenteurs compromettent trop souvent, y trouveront d'importants avantages. Les affaires seront plus facilement et plus sûrement résolues quand elles seront plus rapidement étudiées et quand elles ne subiront plus ces longs retards qui obscurcissent les questions, excitent les prétentions rivales et font naître les difficultés. Je compte sur votre activité et sur votre dévouement pour m'aider avec ardeur à marcher dans cette voie, où nous aurons dans le principe quelques obstacles à vaincre, mais dans laquelle nous serons soutenus par la conscience du bien qu'il s'agit d'accomplir.

Recevez, monsieur le préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,
BINEAU.

PREMIER SEMESTRE DE 1850.

Accidents arrivés sur les travaux publics pendant l'exercice 1849.

M. le Préfet d

Paris, le 12 janvier 1850.

Monsieur le préfet, aux termes de l'arrêté de l'un de mes prédécesseurs, du 15 décembre 1848 (1), relatif aux secours à accorder aux ouvriers des travaux publics en cas d'accidents ou de maladies, MM. les ingénieurs des ponts et chaussées et architectes des bâtiments civils doivent adresser chaque année à l'administration un relevé des accidents de toute nature qui seront arrivés dans les travaux soit en régie, soit adjugés à des entrepreneur sou à des associations : ce relevé doit faire connaître les causes auxquelles les accidents peuvent être attribués.

Je crois devoir vous prier, Monsieur le préfet, de vouloir bien rappeler la disposition de l'article 12 de l'arrêté du 15 décembre 1848 à M. l'ingénieur en chef des ponts-et-chaussées, ainsi qu'à MM. les architectes qui peuvent être chargés, dans votre département, de travaux dépendant du ministère des travaux publics. Il est à désirer

(1) Annales des mines, 4e série, t. XIV, p. 598.

que les relevés concernant l'année 1849 vous soient remis assez tôt pour qu'ils puissent parvenir à l'administration centrale avant le 15 février prochain.

Je vous prie de m'accuser réception de la présente circulaire, dont j'adresse des ampliations à MM. les ingénieurs en chef des Ponts-et-Chaussées et architectes des bâtiments civils.

Recevez, monsieur le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics.
BINEAU.

A M ingénieur des mines.

Paris, le 15 janvier 1850.

Comptes rendus des travaux de MM. les ingénieurs des mines pendant l'année 1849.

Monsieur, le gouvernement a présenté récemment à l'assemblée nationale un projet de loi tendant à dispenser l'administration de la publication du compte rendu annuel des travaux des ingénieurs des mines.

L'on ne peut savoir encore quel sera le sort de ce projet de loi, et l'administration doit dès lors se tenir prête, comme par le passé, à remplir le vœu de la loi du 24 avril 1835. Je viens vous prier en conséquence, Monsieur, de m'adresser le plus promptement possible le résumé de vos travaux pendant l'année 1849.

Je me réfère d'ailleurs en ce qui concerne la rédaction de ce travail, aux précédentes instructions et notamment à celles qui sont contenues dans les circulaires des 15 décembre 1843 et 9 janvier 1849.

Recevez, Monsieur, l'assurance de ma considération très-distinguée.

Le ministre des travaux publics.
Pour le ministre et par autorisation :
Le chef de la division des mines,
DE BOUREUILLE.

Tournées de MM. les ingénieurs des mines pendant l'année 1850.

M. ingénieur des mines.

Paris, le 19 janvier 1850.

Monsieur, d'après la circulaire du 20 décembre 1835, MM. les ingénieurs des mines doivent transmettre, chaque année, au 20 janvier, les projets des tournées qu'ils se proposent d'effectuer dans le courant de la campagne.

Il convient de s'occuper sans retard de la rédaction des itinéraires pour la présente année, de manière à ce qu'ils me soient adressés à l'époque indiquée.

Plusieurs de MM. les ingénieurs sont dans l'usage de porter en ligne de compte un certain nombre de jours pour *cas imprévus*; dans d'autres projets, au contraire, on fait abstraction de ces circonstances purement éventuelles.

Afin de procéder sur ce point d'une manière uniforme, il faudra ne comprendre, à l'avenir, dans les itinéraires que les tournées dont les motifs sont déjà connus et peuvent être appréciés; l'administration tiendra d'ailleurs en réserve quelques fonds spécialement destinés au payement des frais des voyages imprévus.

Je me réfère, pour les autres parties de ces projets de tournées, aux instructions contenues dans la circulaire précitée du 20 décembre 1835, et dans celles des 24 janvier 1834 et 15 janvier 1847.

Suivant les règles établies, les itinéraires de MM. les ingénieurs ordinaires devront m'être transmis par l'intermédiaire de MM. les ingénieurs en chef.

Recevez, monsieur, l'assurance de ma considération très-distinguée.

Le ministre des travaux publics.
Pour le ministre et par autorisation:
Le secrétaire général,
BOULAGE.

Accidents arrivés en 1849 dans les mines, minières, carrières et tourbières.

M. le Préfet d

Paris, le 21 février 1850.

Monsieur le Préfet, aux termes de la circulaire du 12 septembre 1839, MM. les ingénieurs des mines doivent fournir chaque année, dans le courant de janvier, des états des accidents arrivés, pendant la campagne précé-

dente, dans les mines, minières, carrières et tourbières.

Le moment est venu de rédiger le travail relatif à l'année 1849, et je viens vous prier d'inviter M. l'ingénieur en chef à s'en occuper.

Je me réfère d'ailleurs, pour la rédaction de ce travail, aux instructions contenues dans la circulaire du 12 septembre 1839 précitée et dans celle du 20 janvier 1845. Je rappellerai seulement qu'il est essentiel de présenter séparément les différentes espèces d'exploitations, en distinguant par groupes les travaux à ciel ouvert de ceux qui sont opérés souterrainement. En outre, lorsqu'on n'aura aucun accident à signaler, on n'en devra pas moins donner les autres indications dont l'énoncé figure sur le tableau ci-joint. Plusieurs de MM. les ingénieurs ne se sont pas conformés exactement, sous ce double rapport, en 1848, aux recommandations de l'administration.

Je joins ici deux tableaux imprimés destinés à recevoir les renseignements concernant votre département.

L'un de ces tableaux servira de minute et devra rester dans les bureaux de l'ingénieur chargé du service ordinaire. Je vous serai obligé de m'adresser l'autre le plus tôt possible avec les observations de M. l'ingénieur en chef et celles que vous croiriez devoir ajouter.

Recevez, monsieur le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics.
Pour le ministre et par autorisation :
Le chef de la division des mines,
DE BOUREUILLE.

M. le Préfet du département d

Appareils à vapeur.
—
Manomètres.

Paris, le 22 février 1850.

Monsieur le Préfet, d'après la circulaire du 17 décembre 1849, relative aux appareils manométriques des chaudières à vapeur, tout manomètre de forme quelconque peut être admis à fonctionner, pourvu qu'il soit reconnu exact, et qu'à cet effet la chaudière ait été munie d'un ajutage à l'aide duquel puissent s'opérer les vérifications nécessaires.

Plusieurs de MM. les ingénieurs ont demandé, à ce

sujet, de quelle manière ils auraient à effectuer ces vérifications. Il m'a paru utile de leur faire connaître immédiatement sur ce point les intentions de l'administration supérieure.

L'administration s'occupe des mesures à prendre pour mettre à la disposition de MM. les ingénieurs les moyens de contrôle qui leur manquent. Elle fait essayer en ce moment diverses espèces de petits manomètres *étalons*, portatifs, présentés par différents fabricants, et qui pourront s'adapter aisément à l'ajutage des chaudières. Elle choisira, parmi ces modèles, ceux qui auront paru offrir le plus d'avantage, et en fera confectionner un certain nombre pour être remis aux ingénieurs chargés de la surveillance des appareils à vapeur, comme cela se pratique à l'égard des poinçons d'épreuve. De cette manière, il sera facile de vérifier, lors des visites, les manomètres employés sur les chaudières, dans quelque localité que celles-ci soient situées.

Je profite de la circonstance de ces explications pour signaler une faute de typographie qui s'est glissée dans la légende de la *Planche I*, jointe à l'instruction du 15 décembre 1849. Cette erreur aura certainement été reconnue par MM. les ingénieurs, mais il me paraît néanmoins utile de la rectifier (1).

Il s'agit de la formule qui exprime, pour le manomètre inventé par M. Journeux, la hauteur de la colonne de mercure correspondant à une atmosphère. On a imprimé, par inadvertance :

$$\frac{\left(\frac{c'}{c}\right)^2}{0,76} = 0^{m},07$$

Les termes de la fraction composant le premier membre de l'équation doivent être renversés, et la formule doit être écrite comme il suit :

$$\frac{0,76}{\left(\frac{c'}{c}\right)^2} = 0^{m},07$$

(1) Cette rectification s'applique à la circulaire adressée aux ingénieurs : l'erreur signalée n'existe pas dans la reproduction faite par les *Annales des mines*. C.

C'est, au reste, ce qui était évident de soi-même, attendu que, d'après la disposition du manomètre, telle qu'elle est décrite dans l'instruction, il est clair que les hauteurs de mercure correspondant à une pression atmosphérique sont là en raison inverse des carrés des diamètres c et c' des pistons.

Le résultat du calcul $0^{m},07$ est d'ailleurs exact, et il peut y avoir d'autant moins lieu à erreur dans la pratique, que l'instrument se gradue directement, en refoulant de l'eau sous le diaphragme inférieur, à diverses pressions déterminées par un manomètre à air libre. La formule n'a été donnée que comme éclaircissement théorique; mais, quoi qu'il en fût, il convenait de faire remarquer la correction qui doit y être faite.

Je transmets à MM. les ingénieurs une ampliation de la présente.

Recevez, M. le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,

BINEAU.

M. ingénieur des mines.

Demande de renseignements sur la situation comparative des usines à fer pendant les années 1847, 1848 et 1849.

Paris, le 23 février 1850.

Monsieur,

J'ai besoin de recevoir, dans le moindre délai possible, des renseignements sur la situation comparative des usines à fer de chaque département pendant les années 1847, 1848 et 1849. Je vous prie, à cet effet, de remplir *d'urgence* les colonnes du tableau ci-joint pour chacun des départements dont le service vous est confié. Je vous invite, en outre, à y joindre les observations sommaires, qui, ne pouvant entrer dans le cadre de ce tableau, vous paraîtront propres à caractériser les souffrances de l'industrie du fer pendant les deux dernières années, et à motiver les mesures par lesquelles le gouvernement y pourrait porter remède.

Je vous prie enfin de m'adresser directement votre réponse au plus tard le 5 mars prochain. J'attache personnellement un grand intérêt à ce que ce délai ne soit pas

dépassé. Je tiendrai compte de l'empressement que vous mettrez à le devancer.

Recevez, monsieur, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Pour le ministre des travaux publics,
et par autorisation:
L'auditeur au conseil d'État, chef du cabinet,
E. P. DE CHEZELLES.

DÉPARTEMENT D'

Tableau comparatif de la situation technique et économique des usines à fer du département pendant les années 1847, 1848 *et* 1849.

DÉSIGNATION DES PRINCIPAUX PRODUITS BRUTS de l'industrie du fer.	ANNÉE 1847.			ANNÉE 1848.			ANNÉE 1849.			OBSERVATIONS spéciales.
	Poids des produits ou nombre des ouvriers.	Valeur des produits.	Prix moyen du quintal métrique.	Poids des produits ou nombre des ouvriers.	Valeur des produits.	Prix moyen du quintal métrique.	Poids des produits ou nombre des ouvriers.	Valeur des produits.	Prix moyen du quintal métrique.	
	q. mét.	fr.	fr. c.	q. mét.	fr.	fr. c.	q. mét.	fr.	fr. c.	
Fonte au combustible végétal.										
1° Brute.										
2° Moulée (première fusion).										
Fonte au combustible minéral (seul ou mélangé de combustible végétal.).										
1° Brute.										
2° Moulée (première fusion).										
Gros fer au combustible végétal.										
Gros fer au combustible minéral.										
1° Rails.										
2° Autres sortes.										
Gros fer obtenu par l'emploi simultané des deux combustibles.										
Nombre des ouvriers employés dans toutes les usines à fer mentionnées sur l'état statistique n° 4 (Nomenclature de 1848).										

OBSERV. GÉNÉRALES *touchant les principales modifications qui se sont produites pendant les années* 1847, 1848 *et* 1849, *dans la consistance, la production et en général dans la situation technique et économique des usines à fer.*

Dressé à le mars 1850, par l'ingénieur
(*Signature*)

dépassé. Je tiendrai c… mettrez à le devar… … des mines.

Recevez, m… plus distingu…

Paris, le 1er mars 1850.

… la mission que je vous ai donnée, par ma … 25 février, consiste à recueillir d'urgence les … éléments de la production des usines à fer pendant l'année 1849. Si, malgré tous vos efforts, il vous serait impossible de réunir les documents relatifs à 1849 dans le délai que j'ai prescrit, j'aimerais mieux attendre votre réponse deux ou trois jours de plus que de recevoir des renseignements incomplets et qui ne rempliraient pas le but que je me suis proposé. Mais j'attache la plus grande importance à ce que le terme que je vous ai marqué soit dépassé aussi peu que possible, et je vous invite de nouveau à vouloir bien vous occuper, toute affaire cessante, de rassembler les éléments du tableau que je vous ai demandé.

Recevez, monsieur, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,
BINEAU.

Chemins de fer. — Service de police et de surveillance.

M. le Préfet de

Paris, le 15 avril 1850.

Monsieur le Préfet, d'importantes modifications ont été successivement apportées à l'organisation du service de contrôle et de surveillance des chemins de fer en exploitation.

Le service technique a d'abord été centralisé, pour chaque grande ligne ou pour chaque groupe de chemins de fer, entre les mains d'un seul ingénieur en chef, ayant sous ses ordres des ingénieurs des Ponts-et-Chaussées pour la surveillance du service d'entretien des terrassements et ouvrages d'art et de la voie, des ingénieurs des Mines pour la surveillance du service du matériel, et des inspecteurs chargés de la surveillance de l'exploitation commerciale et remplissant, pour la plus grande partie, les fonctions qui étaient attribuées aux anciens commissaires du roi; puis les commissaires et agents spéciaux de

police ont été remplacés par des commissaires et sous-commissaires de surveillance administrative, dont la position hiérarchique a été appropriée aux véritables besoins du service, et auxquels la loi du 27 février 1850 vient de conférer le caractère et l'autorité qui leur manquaient à certains égards. Le règlement du 15 novembre 1846 devra lui-même être modifié, et la commission centrale des chemins de fer, que je viens de charger du soin de préparer cette révision, s'en occupe activement.

Je n'insisterai pas sur les motifs qui ont amené ces diverses modifications; l'expérience en avait démontré la nécessité, elle en confirme chaque jour la convenance et l'utilité, bien que le défaut d'instructions, pour fixer les règles du service, ait laissé subsister jusqu'ici une certaine hésitation, un défaut d'ensemble nuisibles à l'exercice de la surveillance administrative.

L'arrêté de ce jour, que vous trouverez ci-annexé, monsieur le Préfet, a pour objet de déterminer avec précision les attributions des différents fonctionnaires préposés au contrôle et à la surveillance, et d'établir les règles qui devront être suivies pour l'instruction et l'expédition des affaires; il a pour base l'avis que la commission des chemins de fer a formulé après de longues et sérieuses délibérations. Si le travail auquel se livre en ce moment cette commission, pour préparer la révision du règlement du 15 novembre 1846, devait avoir pour résultat de motiver quelques changements dans cette organisation, une nouvelle décision les porterait à votre connaissance; mais il m'a semblé qu'il était impossible de différer plus longtemps la régularisation d'une branche aussi importante du service public.

Vous remarquerez en premier lieu, monsieur le Préfet, que l'institution des préfets centralisateurs, qui avait été établie pour la plupart des lignes en exploitation, en vertu de la faculté conférée par l'art. 71 du règlement du 15 novembre 1846, cesse d'exister. Le ministre des travaux publics se réserve de statuer directement sur tout ce qui concerne le service général de l'exploitation, sur toutes les mesures qui s'appliquent à l'ensemble de la circulation, et qui, par cela même, ne peuvent être prises isolément et dans la circonscription de chaque département, notamment sur celles qui concernent la fixation des taxes

et frais accessoires de toute nature, la fixation des heures de départ et d'arrivée, la composition et le mouvement des convois, le service de la traction et l'entretien du matériel, le service de secours, les signaux destinés à assurer la sécurité de la circulation, la surveillance intérieure dans les gares et sur la voie, l'entretien de la voie de fer, les mesures de sûreté ou de bon ordre à observer par le public, les règlements de service que les compagnies doivent soumettre à l'approbation de l'administration, les registres de plaintes et de réclamations, etc.

L'exécution des mesures d'intérêt local reste confiée au préfet de chaque département dans l'étendue de sa circonscription : telles sont les mesures de grande voirie dont les lois et les règlements ont été rendus applicables aux chemins de fer par la loi du 15 juillet 1845, c'est-à-dire les mesures concernant la conservation des terrassements, des ouvrages d'art et des clôtures, le mode de construction et de fermeture des barrières, la chaussée et les abords des passages à niveau, l'alignement des constructions riveraines, l'écoulement des eaux, l'occupation temporaire des terrains pour réparations et extraction de matériaux nécessaires à l'entretien, les plantations et dépôts de matériaux aux abords des chemins de fer, l'établissement des couvertures en chaume et les dépôts de matières inflammables, etc., les mesures concernant la police extérieure des chemins de fer et de leurs abords, et notamment l'entrée et le stationnement des voitures dans les cours des gares et stations, les mesures relatives aux vendeurs de journaux, aux marchands de comestibles et à l'établissement des buffets dans les stations.

Quelques personnes avaient pensé que l'entretien de la voie pouvait de même être confié aux préfets des départements traversés, chacun dans sa circonscription; mais, dans l'état actuel des choses, je n'ai point cru devoir adopter cette proposition. L'entretien de la voie de et fer de ses accessoires se lie intimement à la surveillance intérieure du chemin de fer et est souvent confié aux mêmes employés; la tendance générale des ingénieurs les plus expérimentés, en France comme en Angleterre, est de supprimer les agents exclusivement préposés à la surveillance proprement dite, et de faire faire la police de la voie par les agents préposés à sa réparation; en outre, l'en-

tretien de la voie de fer, des changements de voie, des plaques tournantes, des réservoirs, grues hydrauliques et autres annexes de la voie se rattache de trop près à la circulation du matériel, les dégradations que la voie éprouve se produisent et peuvent exiger l'intervention de l'administration dans un délai trop court, pour qu'il ne soit pas indispensable de donner dans ce cas comme dans beaucoup d'autres des allures rapides à l'expédition des affaires; enfin, les mesures que les compagnies peuvent adopter pour l'ensemble de leur service d'entretien sont générales et ne présentent aucun rapport avec les circonscriptions départementales. Par tous ces motifs, il est nécessaire de centraliser directement entre les mains du ministre des travaux publics toutes les mesures qui concernent la voie de fer.

La surveillance du matériel roulant devrait, de même, être centralisée; mais, dans l'état actuel de la législation, il n'est pas possible d'opérer cette centralisation.

En effet, l'ordonnance du 22 mai 1843, portant règlement d'administration publique sur les machines et chaudières à vapeur, dispose, art. 55, 57, 59 et 60, que toutes les mesures relatives à la circulation d'une machine locomotive seront prises par le préfet du département où le chemin de fer a son point de départ, et ces dispositions sont rappelées par le règlement du 15 novembre 1846; l'art. 13 de ce dernier règlement confère au préfet le soin de délivrer les autorisations pour la mise en service des voitures destinées au transport des voyageurs; c'est seulement en procédant à la révision du règlement encore en vigueur qu'il conviendra de statuer sur les modifications qu'il peut être utile d'apporter à l'instruction des affaires concernant le matériel de traction et de transport.

Vous serez donc appelé, comme par le passé, monsieur le Préfet, à statuer sur tout ce qui concerne la mise en circulation ou l'interdiction des machines locomotives ou des voitures affectées au transport des voyageurs sur les chemins de fer qui prendront leur point de départ dans votre département. Pour remédier aux inconvénients que présente cet état de choses, je vous prie de me donner régulièrement avis des arrêtés que vous aurez été appelé à prendre pour tout ce qui se rattache à cet ordre de faits. Il reste entendu toutefois que les permis de circulation dé-

livrés dans un département sont valables pour toute l'étendue de la ligne à laquelle appartiennent les machines locomotives ou les voitures que ces permis concernent, et même, pour les voitures, aux lignes d'embranchement ou de prolongement sur lesquelles les nécessités du parcours commun les appellent à circuler.

Les mesures qui concernent les machines à vapeur fixes destinées à mettre en mouvement les tours et autres appareils des ateliers de réparations, ou à faire marcher les pompes qui alimentent les prises d'eau pour les machines locomotives, restent, comme le prescrivent les règlements sur la matière, dans les attributions exclusives du préfet de chaque département; mais, par dérogation aux règles du service départemental, dérogation déjà établie d'ailleurs et consacrée par l'expérience, la surveillance de ces machines fixes et appareils à vapeur sera confiée désormais aux ingénieurs du contrôle, car le bon entretien de ces machines n'intéresse pas seulement la sécurité locale, il intéresse également la régularité et par suite la sécurité de la circulation sur les chemins de fer.

En adoptant, pour le contrôle et la surveillance des chemins de fer, l'organisation dont les bases essentielles viennent d'être posées, l'administration a pour but principal de faciliter la prompte expédition des affaires et d'approprier les formes de son intervention à la nature même de ces importantes voies de communication; elle n'a pas songé à déshériter les autorités locales, et en particulier les magistrats placés à leur tête dans chaque département, de la part légitime d'action qui leur appartient dans les questions que soulève une industrie en contact avec tant d'intérêts. Indépendamment des arrêtés que MM. les préfets auront à prendre, chacun dans leur circonscription, pour rendre exécutoires les décisions ministérielles qui concernent le public, notamment pour la perception des taxes, ils seront appelés comme par le passé à donner leur avis au ministre des travaux publics sur les questions qui se rattachent aux intérêts placés sous leur sauvegarde, sur la fixation des heures de départ et du nombre des convois, sur les applications ou modifications de tarifs, pour lesquelles les compagnies sont tenues de leur communiquer leurs propositions : ces avis me parviendront en même temps que les rapports qui me seront

adressés par l'ingénieur en chef du contrôle, et me permettront de statuer en parfaite connaissance de cause. Il en sera de même pour toutes les questions concernant le service général des chemins de fer, sur lesquelles vous jugerez utile, monsieur le Préfet, d'appeler mon attention ou de provoquer une décision.

Enfin l'ingénieur en chef du contrôle, déjà placé sous vos ordres pour toutes les parties du service qui sont de votre ressort immédiat, devra vous fournir tous les renseignements qui vous paraîtront utiles et que vous lui demanderez sur l'ensemble ou sur les détails de l'exploitation.

Je compte donc sur votre concours, monsieur le Préfet, pour assurer sur les bases qui viennent d'être indiquées, l'exécution de toutes les mesures d'utilité publique que peut nécessiter l'exploitation des chemins de fer, dans ses rapports avec l'intérêt de l'Etat et avec celui du public. Il me reste à porter à votre connaissance, avec plus de détail que ne peut le faire la décision que j'ai l'honneur de vous transmettre, les règles qui devront présider à la répartition des attributions entre les fonctionnaires chargés de la partie active du service de contrôle et de surveillance.

Un ingénieur en chef des ponts et chaussées ou des mines est préposé au service de chaque ligne dans toute son étendue; il réunit dans ses attributions le service des lignes différentes qui sont en rapport de correspondance et qui ont des intérêts communs. Il surveille le service d'entretien des terrassements et ouvrages de toute nature, de la voie de fer, du matériel, et le service de l'exploitation technique, c'est-à-dire la composition et le mouvement des convois, le service intérieur des gares, les signaux, etc. Il contrôle les opérations de chaque compagnie pour tout ce qui concerne l'exploitation commerciale, c'est-à-dire l'application des tarifs et la perception des taxes. Chaque mois il adresse au ministre un rapport sur l'ensemble du service, et lui transmet un tableau des recettes et du mouvement des voyageurs et des marchandises; il adresse au ministre des travaux publics et aux préfets des départements, chacun pour ce qui le concerne, ses rapports et ses propositions; il notifie à la compagnie les décisions ministérielles et les arrêtés des préfets qui

pas spécialement de la compétence des conducteurs des ponts et chaussées et gardes-mines, celles par exemple concernant les prescriptions relatives à la police des cours, des gares et stations, à la composition et au mouvement des trains, à la perception des taxes.

Lorsqu'il arrive un accident ayant entraîné la mort ou des blessures, ils se transportent le plus promptement possible sur le lieu de l'accident, en constatent les circonstances par un procès-verbal, et s'assurent que les autorités locales et l'autorité judiciaire ont été averties. En cas de crime ou de délit commis dans l'enceinte du chemin de fer ou dans ses dépendances, ils dressent procès-verbal contre les auteurs présumés, et, en cas de flagrant délit, procèdent à leur arrestation; il en est de même dans le cas d'une tentative d'acte de malveillance, lors même qu'elle n'est pas suivie d'effet. Le caractère d'officiers de police judiciaire, indépendamment de l'autorité particulière que prennent les actes des fonctionnaires qui en sont revêtus, confère aux commissaires et sous-commissaires le droit d'arrestation en cas de flagrant délit et le droit de réquisition de la force publique; ils devront en user non-seulement pour la répression des crimes et délits spéciaux à l'exploitation, mais encore pour la répression des délits de droit commun qui pourraient être commis dans l'enceinte du chemin de fer: il importe en effet que l'action de la justice soit rendue efficace par tous les moyens possibles, et la présence journalière des commissaires et sous-commissaires de surveillance doit être utilisée pour l'arrestation des coupables ou la constatation immédiate des circonstances du crime ou du délit. Vous remarquerez, monsieur le Préfet, que les commissaires et sous-commissaires de surveillance, quoique investis du caractère d'officiers de police judiciaire, ne sont pas auxiliaires du procureur de la République; lorsqu'ils auront eu l'occasion de procéder à une arrestation, ils devront donc remettre sans délai les coupables entre les mains des autorités judiciaires locales, auxquelles il appartient de procéder à l'instruction de l'affaire.

Les commissaires et sous-commissaires de surveillance administrative sont chargés de concourir à la répression des crimes et des délits de droit commun, particulièrement en cas de flagrant délit; mais il ne leur appartient pas de concourir à la police ordinaire, qui ne peut être

confiée qu'aux fonctionnaires et agents relevant du ministère de l'intérieur, spécialement aux commissaires de police des villes ou des quartiers dont les gares ou les stations dépendent, et aux agents placés sous leurs ordres, aux officiers de gendarmerie et aux gendarmes, ainsi que cela s'est du reste pratiqué de tout temps.

Aux termes de la loi du 27 février 1850, les commissaires et sous-commissaires de surveillance administrative sont sous la surveillance du procureur de la République, et lui adressent directement leurs procès-verbaux, lorsqu'ils ont pour objet de constater un accident, un crime ou un délit : il importe en effet que les poursuites soient exercées dans le plus bref délai possible, et, de plus, il s'agit de faits qui ne peuvent donner lieu à aucune hésitation, à aucune incertitude, quant à leur nature elle-même et à leurs conséquences; il peut y avoir tout au plus incertitude sur l'identité des coupables. Ils lui adressent de même directement les procès-verbaux destinés à constater des infractions aux règlements d'exploitation. Mais, comme dans ce cas il s'agit de matières spéciales, quelquefois d'une appréciation délicate et souvent de nature technique, les observations et l'avis de l'ingénieur en chef ont paru un élément, sinon tout à fait indispensable, au moins très-utile de l'instruction : souvent, en effet, la gravité des contraventions peut être affaiblie ou même annulée par des décisions du ministre des travaux publics, par des autorisations ou des délais de tolérance accordés aux compagnies, et l'ingénieur en chef est le fonctionnaire le mieux placé pour porter ces circonstances à la connaissance de l'autorité judiciaire. Aussi la loi a-t-elle décidé que les procès-verbaux dont il s'agit seraient transmis en double original au procureur de la République et à l'ingénieur en chef, et que dans la huitaine du jour où l'ingénieur les aura reçus, il devra transmettre ses observations au procureur de la République. Quant aux procès-verbaux dressés pour contraventions à la grande voirie, les commissaires et sous-commissaires les enverront directement à l'ingénieur en chef, qui devra, dans la huitaine, les transmettre au préfet avec ses observations.

Le dernier paragraphe de l'art. 24 de la loi du 15 juillet 1845 dispense de la formalité de l'affirmation les

procès-verbaux dressés par les ingénieurs, les conducteurs et les gardes-mines, et les commissaires et sous-commissaires de surveillance; mais cette formalité doit être nécessairement accomplie par les agents d'ordre inférieur qui pourraient être institués par l'administration pour concourir au contrôle et à la surveillance, ainsi que par les agents des compagnies qui auront été agréés par l'administration et dûment assermentés.

Je n'ai pas besoin de vous faire remarquer, monsieur le Préfet, que c'est par des améliorations successives, introduites dans le service de contrôle et de surveillance des chemins de fer, que l'administration est arrivée à l'organisation dont je viens de vous faire connaître avec détail le mécanisme; sa forme se rapproche beaucoup de celle que l'expérience a fait adopter aux compagnies pour leur service intérieur, dans lequel on trouverait des équivalents pour les diverses fonctions attribuées aux agents du contrôle : l'administration est en droit d'attendre de cette organisation d'utiles résultats pour la connaissance journalière et complète de tous les faits qui se rattachent à l'exploitation des chemins de fer, pour l'appréciation des propositions des compagnies, des réclamations et des plaintes du public, pour le maintien du bon ordre et la sécurité de la circulation, pour la répression de toutes les infractions aux règlements destinés à garantir les intérêts de l'Etat et du public; elle compte sur votre concours pour assurer cette partie du service, comme toutes les autres.

Je vous prie, monsieur le Préfet, de vouloir bien m'accuser réception de la présente circulaire.

Recevez, monsieur le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,
BINEAU.

Appareils à vapeur employés dans les établissements industriels.

—

Documents statistiques à fournir pour l'exercice 1849.

M. le Préfet du département d

Paris, le 6 mai 1850.

Monsieur le Préfet, j'ai l'honneur de vous transmettre les formules imprimées sur lesquelles doivent être portés, pour l'année 1849, les documents statistiques relatifs aux

appareils à vapeur employés dans les établissements industriels.

Le cadre n° 1 est destiné à faire connaître la situation, la nature de chaque appareil, l'usage auquel il est appliqué, etc.

Le cadre n° 2 concerne les épreuves.

Jusqu'ici on a consigné annuellement sur le tableau n° 1 tous les appareils, tant anciens que nouveaux, qui se sont successivement établis.

Le nombre de ces établissements s'accroissant progressivement, ce travail devient de plus en plus compliqué.

Il m'a paru qu'il y avait lieu de le simplifier; qu'il était superflu de reproduire ainsi chaque année des renseignements déjà fournis pour les exercices antérieurs.

On ne portera dorénavant sur les états que les nouveaux appareils installés dans le cours de l'année, en indiquant en même temps quelles sont, parmi les anciennes machines ou chaudières, celles qui ont été supprimées depuis la transmission des derniers états, ou qui se trouveraient momentanément en chômage.

Seulement, afin de faciliter les comparaisons avec les précédents exercices, et pour qu'on puisse aisément rattacher les unes aux autres ces différentes séries de documents, il conviendra de terminer le tableau par une récapitulation sommaire, énonçant combien il existait en activité dans le département, à la fin de la campagne :

1° De chaudières calorifères;

2° De chaudières employées à produire de la vapeur comme force motrice;

3° De récipients de vapeur de diverses sortes, tels que cylindres-sécheurs et autres;

4° De machines à vapeur avec l'indication de la force totale qu'elles représentent.

L'on mentionnera, en regard de chacun de ces groupes, le genre d'établissement qu'ils desservent.

De cette manière, le travail se trouvera considérablement abrégé, sans que rien lui soit ôté de son utilité, chaque état devant offrir ainsi un résumé exact et précis de l'emploi de la vapeur dans chaque département, et sauf à ce qu'à certaines périodes, par exemple tous les

cinq ans, on dresse un état complet et détaillé de tous les établissements existants.

Quant au tableau n° 2, relatif aux épreuves, aucune modification n'est à y introduire; on continuera d'y indiquer, comme à l'ordinaire, les épreuves qui auront été faites pendant la campagne.

Mais ces relevés annuels n'ont pas uniquement pour objet de donner une statistique des appareils à vapeur. Ils ont aussi un autre but essentiel : celui de constater si les prescriptions des règlements sont exactement observées. MM. les ingénieurs reconnaîtront, monsieur le Préfet, combien les dispositions nouvelles adoptées par l'administration simplifieront le travail annuel qui leur était demandé en ce qui concerne les appareils à vapeur; et j'ai saisi avec empressement cette occasion de leur épargner la perte d'un temps qu'ils peuvent plus utilement employer à d'autres parties de leur service. Mais il m'a paru toutefois que si la reproduction annuelle des renseignements qui concernent chacun des appareils à vapeur existant dans un département était inutile et pouvait être supprimée sans inconvénients, il y en aurait au contraire de graves à ce que l'administration ne connût pas chaque année comment les règlements relatifs aux appareils à vapeur sont exécutés dans chaque département : il convient donc de maintenir cette partie des obligations qu'avaient à remplir chaque année MM. les ingénieurs.

J'ai décidé, en conséquence, qu'ils devraient, comme ils le font pour les procès-verbaux de visite des mines, annexer aux états qu'ils auront à dresser un rapport spécial, faisant connaître quelle est, au point de vue de l'exécution des conditions de sûreté, la situation des appareils; ils y signaleront les contraventions qu'ils auront remarquées, donneront les dates de leurs visites, des procès-verbaux dressés, indiqueront les mesures qui auront été prises ou proposées.

Vous me transmettrez ensuite, monsieur le Préfet, ces états et ces rapports, en y joignant les observations que vous pourrez avoir à me communiquer sur cette partie du service.

Une active inspection des appareils à vapeur est bien nécessaire, afin de prévenir de déplorables accidents. Je

recommande particulièrement à votre sollicitude et au zèle de MM. les ingénieurs cet objet important.

Je joins ici deux exemplaires de chacun des cadres n° 1 et n° 2. L'un de ces exemplaires est destiné à servir de minute pour la rédaction du travail. Je vous prie de me renvoyer l'autre dans le plus court délai possible, avec le rapport dont il est question ci-dessus.

Recevez, monsieur le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,
BINEAU.

M. le Préfet d

Paris, le 27 mai 1850.

Bateaux à vapeur qui naviguent sur mer.

États statistiques de 1849.

Monsieur le Préfet, j'ai l'honneur de vous adresser, en double exemplaire, les tableaux n° 1 et n° 2, destinés à réunir, pour l'année 1849, les renseignements relatifs aux bateaux à vapeur qui naviguent sur mer.

Je vous prie de faire porter sur ces tableaux les divers documents concernant les bâtiments à vapeur français qui ont leurs points de départ, de relâche ou d'arrivée dans les ports maritimes de votre département, et de me renvoyer le plus tôt possible, avec ces indications, l'un des exemplaires ci-joints.

Recevez, monsieur le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,
Pour le ministre et par autorisation:

Le chef de la division des mines,
DE BOUREUILLE.

M. le Préfet d

Paris, le 31 mai 1850.

Bateaux à vapeur naviguant sur les fleuves et rivières.

États statistiques de 1849.

Monsieur le Préfet, j'ai l'honneur de vous adresser, en double exemplaire, les tableaux n° 1 et n° 2, sur lesquels devront être portés, pour l'année 1849, les documents statistiques relatifs aux bateaux à vapeur qui naviguent sur les fleuves et rivières.

L'un de ces exemplaires sera conservé comme minute.

Je vous prie de me renvoyer l'autre dès que la commission de surveillance y aura consigné les diverses indications demandées, et en y joignant les observations que vous auriez à me communiquer sur cette partie du service.

Vous voudrez bien remarquer que les modifications introduites dans la rédaction des états concernant les appareils à vapeur, et dont je vous entretiens par une circulaire en date du 6 de ce mois, s'appliquent exclusivement aux machines et chaudières employées dans les établissements industriels. Quant aux bateaux à vapeur, qui se trouvent dans des conditions différentes et qui sont d'ailleurs beaucoup moins nombreux, il convient de continuer à les faire figurer tous, comme par le passé, sur les tableaux dressés annuellement.

Recevez, monsieur le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,
Pour le ministre et par autorisation :
Le chef de la division des mines,
DE BOUREUILLE.

Machines locomotives employées sur les chemins de fer. — États statistiques de 1849.

M. le Préfet d

Paris, le 28 mai 1850.

Monsieur le Préfet, j'ai l'honneur de vous transmettre en double exemplaire, dont l'un doit servir de minute, les tableaux n°s 1 et 2, destinés à recevoir, pour l'année 1849, les documents relatifs aux machines locomotives employées sur les chemins de fer.

J'y joins deux autres tableaux pour les indications se rapportant aux machines à vapeur fixes qui existeraient aux stations ou dans les ateliers des compagnies.

Je vous prie de me renvoyer le plus tôt possible les états qui auront été dressés en ce qui concerne les chemins de fer pour lesquels les attributions que les règlements confèrent aux préfets ont été centralisées entre vos mains.

Ces relevés statistiques devront d'ailleurs comprendre

comme à l'ordinaire toutes les machines locomotives appartenant à chaque chemin de fer, quelle que soit l'époque de leur mise en circulation. Il s'agit là de détails qu'il est nécessaire de fournir de la manière la plus complète, et auxquels ne peuvent s'appliquer les observations contenues dans la circulaire que je vous adresse, en date du 6 de ce mois, au sujet des appareils à vapeur employés dans les établissements industriels.

Recevez, monsieur le Préfet, l'assurance de ma considération la plus distinguée.

Le ministre des travaux publics,
Pour le ministre et par autorisation :
Le chef de la division des mines,
DE BOUREUILLE.

Réduction du droit de sortie des terres pyriteuses.

Paris, le 3 juin 1850.

Je transmets avec la présente un décret de M. le Président de la République, du 3 de ce mois (1), qui réduit à un centime par 100 kilogrammes le droit de sortie des terres pyriteuses connues sous le nom de cendres noires, cendres de Tropey, etc.

Les directeurs sont priés d'informer de cette disposition le service et le commerce. Un tableau ci-joint indique les modifications qu'elle apporte au tarif officiel.

Agréez, monsieur, l'assurance de mes très-affectueux sentiments.

Le directeur de l'administration des douanes,

---

(1) *Voir* ce décret, *suprà*, page 714.

Tableau des modifications apportées au tarif de sortie par le décret du 3 juin 1850.

DÉSIGNATION des marchandises.	CLASSE du tarif officiel.	UNITÉ sur laquelle portent les droits.	TITRES de perception.	DROIT applicable.
[illegible]	Pierres, terres et combustibles minéraux.	100 k. (B)	3 juin 1850	1 centime.

PERSONNEL.

DÉCRETS DU PRÉSIDENT DE LA RÉPUBLIQUE.

Décret du 23 *mai.* — MM. Chatelus et Lechatelier, ingénieurs ordinaires des mines de première classe, sont élevés au grade d'ingénieurs en chef de deuxième classe.

Décret du 29 *mai.* — Sont nommés ingénieurs des mines de troisième classe, MM. les élèves-ingénieurs de première classe, Flajolot, Jutier et Hanet-Cléry.

DÉCISIONS MINISTÉRIELLES.

Par arrêté du 31 *janvier,* — M. Tournaire, ingénieur des mines à Saint-Étienne, est chargé du service du sous-arrondissement de Clermont-Ferrand, en remplacement de M. Chatelus, appelé à d'autres fonctions.

M. Lamé-Fleury, ingénieur des mines à Paris, est chargé du service du sous-arrondissement de Saint-Étienne, en remplacement de M. Tournaire.

M. Delaunay, ingénieur ordinaire des mines, est attaché au service des machines à vapeur du département de la Seine, en remplacement de M. Lamé-Fleury.

M. Labrosse-Luuyt, ingénieur des mines à Angers, est nommé professeur de préparation mécanique et d'exploitation à l'École des mineurs de Saint-Étienne.

M. Bochet, ingénieur des mines à Nantes, réunira provisoirement à son service celui du sous-arrondissement d'Angers.

M. Bossey, ingénieur des mines, en disponibilité, est chargé du service du sous-arrondissement de Vesoul.

M. Méniolle de Cizancourt, élève-ingénieur des mines, est chargé du service du sous-arrondissement de Pau.

Par décision du 31 *janvier*, — M. Flajolot, élève-ingénieur, est mis à la disposition du ministre de la guerre, pour le service des mines de l'Algérie.

Par décision du 8 *avril*, — M. Descottes, ingénieur ordinaire des mines à Tours, est chargé de l'intérim du service du sous-arrondissement d'Angers, précédemment confié à M. Bochet.

Par décision du 30 *avril*, — sont élevés à la première classe MM. les élèves-ingénieurs des mines de deuxième classe, Dubois, de l'Espée, de Vassart, Rocard, de Freynet, Lebleu, Parran et de Gouvenain.

Par arrêté du 23 *mai*, — sont élevés au grade d'ingénieur ordinaire des mines de première classe, MM. les ingénieurs de deuxième classe Pigeon, Piérard, Jacquot, Delesse, Descottes et Dupont.

Par arrêté du 23 *mai*, — sont élevés au grade d'ingénieur ordinaire des mines, de deuxième classe, MM. les ingénieurs de troisième classe Tournaire, Peschart-d'Ambly et Labrosse-Luuyt.

MINISTÈRE DES TRAVAUX PUBLICS.

ÉTAT GÉNÉRAL DU PERSONNEL DES MINES,

AU 1er AOUT 1850.

M. BINEAU (O ❋), *MINISTRE.*

M. BOULAGE (O ❋), *SECRÉTAIRE GÉNÉRAL.*

ADMINISTRATION CENTRALE.

DIVISION DU PERSONNEL.

MM.

BOULAGE (O ❋), Secrétaire général, chargé de la division du Secrétariat général et du Personnel.

NANTA ❋, Chef de bureau.

DIVISION DES MINES.

DE BOUREUILLE (O ❋), Chef de division.

1er *Bureau*. Recherches et concessions de mines.—Études de terrains, topographies souterraines.—Surveillance des mines, minières, tourbières, carrières.—Sociétés anonymes et autres. — Secours, encouragements. — Machines et bateaux à vapeur.

JABINEAU ❋, Chef de bureau.

2e *Bureau*. Usines métallurgiques. — Réunion des documents statistiques sur les mines et usines.—Comptes-rendus.—Annales des mines.—Cartes géologiques. —Collections.—Laboratoires de chimie.—Redevances des mines. — Questions de douanes, d'octrois. — Questions techniques, etc.

Ce bureau est placé sous la direction du chef de la division.

DIVISION DE LA COMPTABILITÉ.

GAUTIER-DAGOTY ❋, Chef de division.

CONSEIL GÉNÉRAL DES MINES.

Le Conseil est présidé par le Ministre; les Inspecteurs généraux, présents au Conseil, y prennent rang entre eux dans l'ordre d'ancienneté de nomination.

INSPECTEURS GÉNÉRAUX DE PREMIÈRE CLASSE.

CORDIER (C ✻), Membre de l'Académie des Sciences, chargé de présider le Conseil en l'absence du Ministre, rue Cuvier, n° 35.

DE BONNARD (C ✻), Membre de l'Académie des Sciences, rue de la Ville-l'Évêque, n° 26.

MIGNERON (O ✻), rue de Grenelle-Saint-Germain, n° 117.

INSPECTEURS GÉNÉRAUX DE DEUXIÈME CLASSE.

CHÉRON (O ✻), rue Saint-Georges, n° 23.

DUFRÉNOY (O ✻), Membre de l'Académie des Sciences, rue d'Enfer, n° 34.

ÉLIE DE BEAUMONT (O ✻), Membre de l'Académie des Sciences, rue de Varennes, n° 10.

THIRRIA (O ✻), rue de Vaugirard, n° 28.

COMBES (O ✻), Membre de l'Académie des Sciences, rue du Regard, n° 3.

INGÉNIEUR EN CHEF, SECRÉTAIRE DU CONSEIL.

LEVALLOIS (O ✻), rue de Verneuil, n° 9.

COMMISSION CENTRALE DES MACHINES A VAPEUR.

MM.

CORDIER (C ✻), Inspecteur général des Mines, Membre de l'Académie des Sciences, *Président*.

DE BONNARD (C ✻), Inspecteur général des Mines, Membre de l'Académie des Sciences.

KERMAINGANT (C ✻), Inspect. gén. des Ponts-et-Ch. (en retraite).

THIRRIA (O ✻), Inspecteur général des Mines.

COMBES (O ✻), Insp. gén. des Mines, Membre de l'Acad. des Sciences.

LAMÉ ✻, Ing. en ch. des Mines, Membre de l'Académie des Sciences.

MARY (O ✻), Inspecteur divisionnaire des Ponts-et-Chaussées.

BÉLANGER ✻, Ingénieur en chef des Ponts-et-Chaussées.

REGNAULT ✻, Ing. en ch. des Mines, Membre de l'Acad. des Sciences.

LAMAESTRE, ingénieur de la marine.

LORIEUX ✻, Ing. en ch. des Mines, *Secrétaire*, rue Taranne, n° 10.

PHILLIPS, Ingénieur ordinaire, *Secrétaire-adjoint*, rue Blanche, n° 8.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

CORDIER (C ✻), Inspecteur général, *Président*.

DE BONNARD (C ✻), Inspecteur général.

MIGNERON (O ✻), Inspecteur général.

CHÉRON (O ✻), Inspecteur général.

DUFRÉNOY (O ✻), Inspecteur général, Directeur de l'École des Mines.

ÉLIE DE BEAUMONT (O ✻), Inspecteur général, Professeur à l'École des Mines.

COMBES (O ✻), Inspecteur général, Professeur à l'Ecole des Mines.

THIRRIA (O ✻), Inspecteur général.

LEVALLOIS (O ✻), Ing. en ch., Secrétaire du Conseil général des Mines.

DE BOUREUILLE (O ✻), Ing. en ch., Chef de la division des mines.

DE CHEPPE (O ✻), Chef de division en retraite.

LE PLAY ✻, Ingénieur en chef, Professeur à l'École des Mines.

DE SÉNARMONT ✻, Ing. en chef, Prof. à l'Éc. des Mines.

EBELMEN ✻, Ingénieur ordinaire, Professeur à l'École des Mines

REYNAUD, Ingénieur ordinaire, Professeur à l'École des Mines.

COUCHE, Ingénieur ordinaire, Professeur à l'École des Mines, *secrétaire*, rue du Dragon, 30.

INSPECTIONS GÉNÉRALES DU SERVICE DES MINES.

Désignation des inspections.	Départements qui composent chaque inspection.	Inspecteurs généraux.
Nord.	Seine, Seine-et-Oise, Loiret, Seine-et-Marne, Nord, Pas-de-Calais, Somme, Aisne, Oise.	DUFRÉNOY (O ✻).
Nord-Est. .	Ardennes, Meuse, Marne, Aube, Yonne, Meurthe, Moselle, Bas-Rhin, Vosges, Haut-Rhin. . .	COMBES (O ✻).
Est.	Haute-Saône, Haute-Marne, Côte-d'Or, Saône-et-Loire, Ain, Doubs, Jura.	CHÉRON (O ✻).
Centre. . . .	Loire, Rhône, Cantal, Puy-de-Dôme, Haute-Loire, Cher, Allier, Nièvre.	THIRRIA (O ✻).
Sud-Est. . .	Bouches-du-Rhône, Vaucluse, Var, Basses-Alpes, Corse, Isère, Hautes-Alpes, Drôme, Ardèche, Lozère, Gard, Hérault, Aude, Pyrénées-Orientales.	DE BONNARD (C ✻).
Sud-Ouest. .	Lot-et-Garonne, Dordogne, Corrèze, Lot, Aveyron, Tarn-et-Garonne, Tarn, Haute-Garonne, Ariége, Gironde, Landes, Basses-Pyrénées, Gers, Hautes-Pyrénées.	CORDIER (C ✻).
Ouest.	Vienne, Creuse, Haute-Vienne, Charente, Charente-Inférieure, Indre-et-Loire, Loir-et-Cher, Indre, Loire-Inférieure, Vendée, Deux-Sèvres, Maine-et-Loire.	MIGNERON (O ✻).
Nord-Ouest.	Seine-Inférieure, Eure, Eure-et-Loir, Manche, Calvados, Orne, Sarthe, Mayenne, Ille-et-Vilaine, Côtes-du-Nord, Morbihan, Finistère.	ÉLIE DE BEAUMONT (O ✻).

TABLEAU DU SERVICE DES MINES

PAR DIVISIONS, ARRONDISSEMENTS ET SOUS-ARRONDISSEMENTS MINÉRALOGIQUES.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.

DIVISION DU NORD.

DUFRÉNOY (O ✳), Inspecteur général de 2e classe.

Arrondissement de Paris.

JUNCKER (O ✳), Ingénieur en chef, 1re classe.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.
De Fourcy ✳, 1re cl. Delesse, 1re cl. . . .	Paris.	Seine.	
Callon, 1re cl.	Paris.	Seine-et-Oise	Moklin, 3e cl. Thouvenin, 3e cl.
		Loiret.	Roy, 2e cl.
		Seine-et-Marne. . .	Makowiecki, 2e cl.
De Marsilly, 3e cl. .	Amiens.	Somme. Aisne. Oise.	

Arrondissement de Valenciennes.

BOUDOUSQUIÉ ✳, Ing. en chef, 2e cl.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.
Meugy, 2e cl. . . .	Lille.	Nord.—Arr. de s.-préf. de Lille, Avesnes, Hazebrouk, et Dunkerque, moins les app. à vapr de l'arr. d'Avesnes.	
Comte, 1re cl.	Valenciennes. .	Nord. — Bassin houiller et arr. de s. préfect. de Valenciennes.	Lévy, 1re cl.
Service fait par l'ing. en chef.	Douai.	Nord.— Arr. de s.-préf. de Douai et de Cambrai, y compris les app. à vapr de l'arr. d'Avesnes.	Clère, 4e cl.
Dusouich, 1re cl. . .	Arras.	Pas-de-Calais.	Lauchet, 4e cl.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.

DIVISION DU NORD-EST.

COMBES (O ✻), Inspecteur général de 2e classe.

Arrondissement de Troyes.

REVERCHON ✻, Ingénieur en chef, 2e classe.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.
Peschart d'Ambly, 2e cl.	Mézières	Ardennes Meuse	Gency, 4e cl. Heuse, 4e cl. Huppé, 3e cl.
Service fait par l'ing. en chef	Troyes	Marne Aube Yonne.	Ducas, 2e cl. Pestelard, 3e cl.

Arrondissement de Strasbourg.

DE BILLY ✻, Ingénieur en chef, 1re classe.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.
Daubrée ✻, 1re cl.	Strasbourg	Bas-Rhin	Lebas, 2e cl.
Furiet, 2e cl.	Colmar	Haut-Rhin Vosges	Dürrbach, 2e cl. Audoire, 3e cl.
Jacquot, 1re cl.	Metz	Meurthe Moselle	Estienvrot, 4e cl. Gérard, 4e cl. Lendroit, 4e cl.

DIVISION DE L'EST.

CHÉRON (O ✻), Inspecteur général de 2e classe.

Arrondissement de Chaumont.

DROUOT ✻, Ingénieur en chef, 2e classe.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.
Bossey, 2e cl.	Vesoul	Haute-Saône	Paufert, 2e cl. Brisset, 4e cl.
Service fait par l'ing. en chef	Chaumont	Haute-Marne	Chambrette, 3e cl. Roze, 3e cl.
Bère, 3e cl.	Dijon	Côte-d'Or	Tournois, 2e cl. . . . . . 4e cl.

Arrondissement de Châlon.

DELSÉRIÈS (O ✻), Ingénieur en chef, 1re classe.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.
Mœvus, 1re cl.	Châlon	Saône-et-Loire Ain.	Mairet, 2e cl. Heuret, 2e cl.
Boyé, 1re cl.	Besançon	Doubs. Jura.	

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.

DIVISION DU CENTRE.

THIRRIA (O ✻), Inspecteur général de 2e classe.

Arrondissement de Saint-Étienne.

BAUDIN ✻, Ingénieur en chef, 2e classe.

Lamé-Fleury, 3e cl.	Saint-Étienne. .	Loire.—Moins le territ. houiller de Rive-de-Gier.	Koss, 1re cl. Mercier, 4e cl.
Hanet-Cléry, 3e cl.	Rive-de-Gier.. .	Loire.—Territ. houiller de Rive-de-Gier et concession de St-Chamond.	Bayon ✻, 1re cl. Laurent, 2e cl.
Guillebot de Nerville, 1re cl.	Lyon.	Rhône.	Rollet, 2e cl.

Arrondissement de Clermont.

FOURNEL (O ✻), Ingénieur en chef, 2e classe.

Tournaire, 2e cl. .	Clermont. . . .	Cantal. Puy-de-Dôme. . . . Haute-Loire.	Jusseraud, 1re cl.
Pigeon, 1re cl. . . .	Moulins.	Allier. . . . . Cher. . . . . Nièvre.	Faugière, 2e cl. Briotet, 3e cl. Skoczynski, 3e cl.

DIVISION DU SUD-EST.

DE BONNARD (C ✻), Inspecteur général de 1re classe.

Arrondissement de Grenoble.

GRAS ✻, Ingénieur en chef, 2e classe.

Diday, 1re cl. . . .	Marseille. . . .	Bouches-du-Rhône. Vaucluse.	Grand, 2e cl.
Meissonnier, 2e cl. .	Draguignan. . .	Var. Basses-Alpes. Corse.	
Roger, 3e cl. . . .	Grenoble. . . .	Isère. . . . . Hautes-Alpes . . . . Drôme.	Bernard, 2e cl. Mercanton, 3e cl. Albert, 3e cl.

[illegible] ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.

DIVISION DU SUD-EST (*suite*).

Arrondissement d'Alais.

THIBAUD ✻, Ingénieur en chef, 1re cl.

[illegible] cl. . . .	Alais.	Gard.	Barnier, 3e cl. Mittre, 4e cl.
[illegible] 3e cl. . . .	Privas.	Ardèche. Lozère.	
[illegible] 2e cl. . .	Montpellier. . .	Hérault. . . . . Aude. . . . . Pyrénées-Orientales.	Rouët, 3e cl. Maintenon, 4e cl.

DIVISION DU SUD-OUEST.

CORDIER (C ✻), Inspecteur général de 1re classe.

Arrondissement de Périgueux.

MANÈS ✻, Ingénieur en chef, 1re cl., à Bordeaux.

[illegible], 3e cl.	Périgueux. . . .	Dordogne. . . . . . Corrèze.	Cherblanc, 4e cl.
[illegible]ice *fait par* [illegible]ing. *en chef*. .	Bordeaux. . . .	Gironde. Lot-et-Garonne. . .	Garnier, 3e cl. Canaly, 3e cl.

Arrondissement de Villefranche.

SENEZ ✻, ing. en chef, 2e cl.

[illegible]vice *fait par* l'*ing. en chef*. .	Villefranche. . .	Lot. Tarn-et-Garonne. Tarn.	
[illegible]rautmann, 2e cl. .	Rodez.	Aveyron.	Bernard (A.), 1re cl.

Arrondissement de Toulouse.

VÈNE ✻, Ingénieur en chef, 1re cl.

De Boucheporn ✻, 1re cl.	Toulouse. . . .	Haute-Garonne. Gers.	
De Clasncourt, élève hors de concours.	Pau.	Hautes-Pyrénées. Basses-Pyrénées. Landes.	
[illegible]enoit, 3e cl. . . .	Vic-Dessos. . .	Ariége.	Ilnicki, 2e cl.

Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Circonscriptions des sous-arrondissements.	Gardes-mines.
DIVISION DE L'OUEST.			
MIGNERON (O ✻), Inspecteur général de 1re classe.			
Arrondissement de Poitiers.			
GRUNER, Ing. en chef, 2e cl.			
Service fait par l'ing. en chef.	Poitiers.	Vienne. Creuse. . . . . Haute-Vienne.	Toulza, 4e cl.
Descottes, 1re cl. .	Tours.	Indre-et-Loire. . . . Loir-et-Cher. Indre.	Laplanche, 2e cl.
Arrondissement de Nantes.			
MARROT ✻, Ingénieur en chef, 1re cl., à Angoulême.			
Service fait par l'ing. en chef. .	Angoulême. . .	Charente. Charente-Inférieure. Deux-Sèvres.	Lecoat de Saint-Haouen ✻, 3e cl.
Bochet, 2e cl. . . .	Nantes..	Loire-Inférieure. . . Vendée.	Wolski, 1re cl.
. . . .	Angers..	Maine-et-Loire. . . .	Orlowski, 2e cl.
DIVISION DU NORD-OUEST.			
ÉLIE DE BEAUMONT (O ✻), Inspecteur général de 2e classe.			
Arrondissement de Rouen.			
DE SAINT-LÉGER ✻, Ingénieur en chef, 1re cl.			
Service fait par l'ing. en chef.	Rouen.	Seine-Inférieure. . . Eure. Eure-et-Loir.	Gosselin, 3e cl. Jurkowski, 4e cl. Pogonowski, 4e cl.
Harlé, 1re cl.	Caen.	Manche. Calvados. . . . . . . Orne.	Dunowski, 2e cl.
Arrondissement du Mans.			
DE HENNEZEL ✻, Ing. en chef, 2e cl.			
Renouf, 2e cl.. . . .	Laval.	Sarthe. . . . . Mayenne.	Legrand, 2e cl.
Durocher ✻, 1re cl.	Rennes.	Ille-et-Vilaine. . . . Côtes-du-Nord. Morbihan. Finistère.	Lalouette-Aljoar, 4e cl. Mathieu, 4e cl.

SERVICES SPÉCIAUX ET SERVICES DIVERS.

Ingénieurs en chef.	Ingénieurs ordinaires.	Résidences.	Gardes-mines.
Surveillance des machines à vapeur dans le département de la Seine.			
LORIEUX ✻, 1re cl.	Delaunay, 1re cl.	Paris.	Bougarel, 2e cl. Gabriel, 4e cl.
Carrières de Paris et du département de la Seine.			
JUNCKER (O ✻), 1re cl., d. n.	De Fourcy ✻, 1re cl., d. n. Delesse, 1re cl., d. n.	Paris.	
Travaux de consolidation des carrières sous la ville de Fécamp (Seine-Inférieure).			
DE SAINT-LÉGER ✻, 1re cl., d. n.	L'ing. ord. du sous-arrond. de Caen.	Rouen	Pogonowski, 4e cl., d. n.
Études géologiques et météorologiques sur les torrents des Alpes (Dép. : Isère, Drôme, Basses-Alpes, Hautes-Alpes).			
GRAS ✻, 2e cl., d. n.	Roger, 3e cl., d. n.	Grenoble	Les Gardes-mines des départ. de l'Isère et des H.-Alpes.
Topographie du bassin houiller de Valenciennes (Nord).			
BOUDOUSQUIÉ ✻, 2e cl. d. n.	Comte, 1re cl., d. n.	Valenciennes.	Lévy, 1re cl., d. n. Clère, 4e cl., d. n.
Topographie du bassin houiller d'Aubin (Aveyron).			
SENEZ ✻, 2e cl., d. n.	Trautmann, 2e cl., d. n.	Rodez.	Bernard (A.), 1re cl., d. n.
Étude des terrains composant le bassin houiller d'Autun (S.-et-L.).			
DELSÉRIÈS (O ✻), 1re cl., d. n.	Mœvus, 1re cl. d. n.	Châlon.	Heuret, 2e cl., d. n.
Topographie du terrain d'anthracite de Sarthe et Mayenne.			
DE HENNEZEL ✻, 2e cl., d. n.	Renouf, 2e cl., d. n.	Laval.	Legrand, 2e cl., d. n.
Chemin de fer de Paris à Lyon.			
SAUVAGE ✻, 2e cl.	. . . .	Paris.	
Chemin de fer de Paris à Chartres.			
. . . .	Sentis, 1re cl.	Paris.	

CARTE GÉOLOGIQUE GÉNÉRALE DE LA FRANCE.

DUFRÉNOY (O ✱), Inspect. gén., chargé de la partie occidentale.
ÉLIE DE BEAUMONT (O ✱), Insp. général, chargé de la partie orientale.

CARTES GÉOLOGIQUES DÉPARTEMENTALES.

Départements.	Ingénieurs.	Départements.	Ingénieurs.
Ardèche.. . . .	VARIN.	Loire.	Gruner.
Ariége.	Benoît.	Loire-Infér. . .	Durocher ✱.
Charente-Infér.	MANÈS ✱.	Loiret.	Lefébure de Fourcy ✱.
Cher.	Bertera.	Meurthe. . . .	Levallois (O ✱).
Côte-d'Or.. . .	Guillebot de Nerville.	Moselle.	REVERCHON ✱.
Dordogne.. . .	MARROT ✱.	Nièvre.	Bertera.
Doubs..	Boyé.	Pas-de-Calais. .	Dusouich.
Gironde.. . . .	Pigeon.	Puy-de-Dôme. .	BAUDIN ✱.
Ille-et-Vilaine..	Durocher ✱.	Pyrénées-Bass..	De Cizancourt.
Indre.	Descottes.	Rhône.	Pigeon.
Jura.	Boyé.	Var.	De Villeneuve ✱.

SERVICE DES MINES DE L'ALGÉRIE SOUS LES ORDRES DU MINISTRE DE LA GUERRE.

		Gardes-Mines.
GARELLA (O ✱), Ing. en ch. 1re cl. . . .	Alger.	Badynski, 1re cl.
Ville, Ing. ordin. 2e cl.	Alger.	Mœvus, 2e cl.
Dubocq, Ing. ordin. 2e cl.	Bône.	Freynet, 2e cl.
Flajolot, Ing. ordin. 3e cl.	Blidah.	Cluny, 2e cl.
		Latil, 3e cl.

INGÉNIEURS DÉTACHÉS, EN DISPONIBILITÉ OU EN RÉSERVE.

INGÉNIEURS ATTACHÉS A L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE.

LAMÉ ✻, Ing. en ch. 1re cl. (Examinateur).
DE SÉNARMONT ✻, Ing. en ch. 2e cl. (Examinateur).
REGNAULT ✻, Ing. en chef 2e cl. (Professeur).
Transon, ingén. ordin. 2e cl. (Répétiteur).
Delaunay, ingén. ord. 1re cl. (Répétiteur).
Bertrand, élève-ingénieur (Répétiteur).

INGÉNIEUR ATTACHÉ A LA MANUFACTURE NATIONALE DES PORCELAINES DE SÈVRES.

Ebelmen ✻, Ingénieur ordinaire 1re cl. (Directeur).

INGÉNIEURS EN RÉSERVE.

BLAVIER ✻. . . .	Ing. en ch. 1re cl.
CLAPEYRON ✻. . .	Ing. en ch. 1re cl.
CHEVALIER (MICHEL-) (O ✻). .	Ing. en ch. 2e cl.
FRANÇOIS ✻. . .	Ing. en ch. 2e cl.
LAMBERT (C.-J.) ✻.	Ing. en ch. 2e cl.
VARIN.	Ing. en ch. 2e cl.
Gervoy ✻.	Ing. ord. 1re cl.
Sagey.	Ing. ord. 1re cl.
De Villeneuve ✻.	Ing. ord. 1re cl.
Audibert.	Ing. ord. 2e cl.
Debette.	Ing. ord. 2e cl.
Declerk.	Ing. ord. 2e cl.
Gauldrée-Boilleau. .	Ing. ord. 2e cl.
Gentil.	Ing. ord. 2e cl.
Houpeurt.	Ing. ord. 2e cl.
De Lamotte.	Ing. ord. 2e cl.
Martha-Becker. . .	Ing. ord. 2e cl.
Piot.	Ing. ord. 2e cl.
De Marignac. . . .	Élève-Ingén.
Moutard.	Élève-Ingén.

PROMOTIONS

DU 1er AOUT 1849 AU 1er AOUT 1850.

PROMOTION D'INGÉNIEUR EN CHEF DE 2e CLASSE A LA 1re CLASSE.

Arrêté du Ministre du 18 décembre 1849.

De Boureuille (O ✻).

PROMOTION D'INGÉNIEURS ORDINAIRES DE 1re CLASSE AU GRADE D'INGÉNIEUR EN CHEF DE 2e CLASSE.

Décret du Président de la République du 23 mai 1850.

Chatelus.
Lechâtelier ✻.

PROMOTION D'INGÉNIEURS ORDINAIRES DE 2e CLASSE A LA 1re CLASSE.

Arrêté du Ministre du 23 mai 1850.

Pigeon.
Piérard ✻.
Jacquot.
Delesse.
Descottes.
Dupont.

PROMOTION D'INGÉNIEURS ORDINAIRES DE 3e CLASSE A LA 2e CLASSE.

Arrêté du Ministre du 23 mai 1850.

Tournaire.
Peschart-D'Ambly.
Labrosse-Luuyt.

PROMOTION D'ÉLÈVES-INGÉNIEURS AU GRADE D'INGÉNIEUR ORDINAIRE DE 3e CLASSE.

Décret du Président de la République du 28 mai 1850.

Jutier.
Hanet-Cléry.
Flajolot.

ÉCOLE NATIONALE DES MINES.

MM.

ADMINISTRATION.

Dufrénoy (O ✻), Inspecteur général, Directeur de l'École.
Le Play ✻, Ingénieur en chef 1re cl., Inspecteur des études.

ENSEIGNEMENT.

COURS ORAUX.

De Sénarmont ✻, Ing. en ch. 2e cl.	Professeur.	Minéralogie.
Élie de Beaumont (O ✻), Inspect. général 2e cl.	*idem.*	Géologie.
Combes (O ✻), Insp. gén. 2e cl. .	*idem.*	Exploitation.
Le Play ✻, Ing. en chef 1re cl. .	*idem.*	Minéralurgie.
Ebelmen ✻, Ing. ord. 1re cl. . . .	*idem.*	Docimasie.
Couche, Ing. ordin. 1re cl.	*idem.*	Chemins de fer et construction.
Reynaud, Ing. ord. 2e cl.	*idem.*	Économie et législation des mines.

Callon, Ing. ord. 1re cl., Professeur suppléant d'exploitation.
Bayle, Ing. ordin. 2e cl., chargé de leçons sur la Paléontologie.
M. Berthier (O ✻), Insp. gén. en retraite, Prof. honor. de Docimasie.

EXERCICES PRATIQUES.

Laboratoire.	Ebelmen ✻, Ing. ord. 1re cl., *d. n.*, Prof. de docimasie. Rivot, Ing. ordin. 2e cl. Direct. du laboratoire. Daguin, Aide du laboratoire.
Dessin, Lever de plans.	De Chancourtois, Ing. ordin. 2e cl.

COURS PRÉPARATOIRES POUR LES ÉLÈVES EXTERNES.

Delaunay, Ing. ordin. 1re cl. . . .	Professeur.	Mécanique analytiq. et Physique élément.
De Chancourtois, Ing. ord. 2e cl., *d. n.*	*idem.*	Géom. descrip. appl. Calcul infinitésimal.
Rivot, Ing. ordin., 2e cl., *d. n.* . .	*idem.*	Chimie élémentaire.

COLLECTIONS, BIBLIOTHÈQUE, SECRÉTARIAT.

Le Play ✻, Ingénieur en chef, Conservateur.
Bayle, Ingénieur ordinaire 2e cl., Adjoint au Conservateur.
Buchère, Secrétaire de l'École, agent-comptable.
Adelmann, Garde des collections.
Micheleau, Garde de la bibliothèque, chargé des appels.
Vacher, commis-expéditionnaire.
Pons, *idem.*

BUREAU D'ESSAIS POUR LES SUBSTANCES MINÉRALES.

Rivot, Ing. ord. 2e cl., *d. n.*, chargé de la direction des essais.
Daguin, Aide de laboratoire, *d. n.*

SERVICE DE SANTÉ.

Lacroix (O ✻), Médecin-Chirurgien.

CONSEIL CENTRAL DES ÉCOLES DE MINES.

L'École des Mines de Paris, l'École des Mineurs de Saint-Étienne et l'École des maîtres-ouvriers mineurs d'Alais, sont placées, en ce qui concerne l'enseignement, sous la direction du Conseil central des Écoles de Mines.

Le Conseil est composé des huit Inspecteurs généraux du corps des Mines, des Ingénieurs-Professeurs à l'École de Paris et des Ingénieurs en chef en service à Paris.

Les Directeur et Professeurs des Écoles de Saint-Étienne et d'Alais assistent au Conseil avec voix délibérative lorsqu'ils se trouvent à Paris en vertu d'une autorisation régulière.

Le Conseil est présidé par le Ministre.

Cordier (C ❋), Inspecteur général, *Vice-Président.*
De Bonnard (C ❋), *idem.*
Migneron (O ❋), *idem.*
Chéron (O ❋), *idem.*
Dufrénoy (O ❋), *idem.*
Élie de Beaumont (O ❋), *idem.*
Thirria (O ❋), *idem.*
Combes (O ❋), *idem.*
Le Play ❋, Ing. en chef, Professeur, Inspecteur des études.
De Sénarmont ❋, Ing. en chef, Professeur.
Ebelmen ❋, Ing. ordin. *idem.*
Couche, *idem*, *idem.*
Reynaud, *idem*, *idem.*
Juncker (O ❋), Ingénieur en chef.
Lorieux ❋, *idem.*
Sauvage ❋, *idem.*
Lechatelier ❋, *idem.*
Les fonctions de Secrétaire sont remplies par M. Le Play, Ingén. en chef, Inspecteur des études.

ÉLÈVES INGÉNIEURS DES MINES.

PREMIÈRE CLASSE.

Arrêté du Ministre du 26 février 1849.

Coullard-Descos.
Lan.
Sens.
Cumenge.
Blavier (Aimé) ❋.
Castel.
Beudant.

Arrêté du Ministre du 30 avril 1850.

Dubois.
De l'Espée.
De Vassart.
Rocart.
De Saulses de Freycinet.
Lebleu.
Parran.
De Gouvenain.

DEUXIÈME CLASSE.

Arrêté du Ministre du 9 septembre 1849.

Résal.
Duchanoy.
Fayard.
Orsel.

ÉCOLE DES MINEURS DE SAINT-ÉTIENNE

(Département de la Loire).

ADMINISTRATION.

ROUSSEL-GALLE ✻, Ing. en chef 1re cl., Directeur de l'École.

ENSEIGNEMENT.

FÉNÉON, Ing. en chef 2e cl.	Professeur.	Minéralogie et Géologie.
LABROSSE-LUUYT, Ing. ord. 2e cl.	*idem.*	Préparation mécanique et Machines; Exploitation et Construction.
. . . .	*idem.*	Chimie et Métallurgie.
Janicot, Répétiteur de chimie, Préparat. .		Arithmétique et Comptabilité.
Duhaut, Répétiteur, 1er Surveillant des études.		Géométrie, Lever de plans et Dessin.

Baron, Répétiteur, 2e Surveillant des études.

CONSEIL DE L'ÉCOLE.

Le conseil de l'École est composé de l'Ingénieur en chef, Directeur, et des trois Ingénieurs chargés de l'enseignement.

ÉCOLE DES MAÎTRES-OUVRIERS-MINEURS D'ALAIS

(Département du Gard).

Cette École est placée sous l'Inspection de l'Ingénieur en chef de l'arrondissement minéralogique d'Alais.

DUPONT, Ing. ordin.,		1re cl. . .	Directeur de l'École.
Cogniet, garde-mines,		2e cl. . .	Répétiteur, 1er Sous-Maître.
Mittre,	*idem.*	4e cl. . .	Répétiteur, 2e Sous-Maître.
Estivalet.			Surveillant des études.

TABLEAU PAR ANCIENNETÉ,

DANS CHAQUE GRADE ET DANS CHAQUE CLASSE,

DES INGÉNIEURS DES MINES.

INSPECTEURS GÉNÉRAUX DE PREMIÈRE CLASSE.

27 avril 1832.

Cordier (C ✻).

14 septembre 1835.

De Bonnard (C ✻).

20 mai 1840.

Migneron (O ✻).

INSPECTEURS GÉNÉRAUX DE DEUXIÈME CLASSE.

22 mars 1848.

Chéron (O ✻).
Dufrénoy (O ✻).

22 mars 1848.

Élie de Beaumont (O ✻).
Thirria (O ✻).
Combes (O ✻).

INGÉNIEURS EN CHEF DE PREMIÈRE CLASSE.

26 décembre 1836.

Roussel-Galle ✻.
Delsériès (O ✻).

5 mai 1840.

Levallois (O ✻).

10 mai 1841.

Juncker (O ✻).

23 décembre 1845.

Thibaud ✻.
Lamé ✻.

22 mars 1848.

Bineau (O ✻).

1er juin 1848.

Manès ✻.
Marrot ✻.
Lorieux ✻.
De Billy ✻.
Le Play ✻.

21 juillet 1849.

Clapeyron ✻.
Blavier ✻.
De Saint-Léger ✻.
Vène ✻.
Garella (O ✻).

18 décembre 1849.

De Boureuille (O ✻).

INGÉNIEURS EN CHEF DE DEUXIÈME CLASSE.

7 mai 1840.

Fénéon.

9 décembre 1840.

Chevalier (Michel) (O ✻).

18 mars 1842.

Varin.

5 janvier 1844.

Fournel (O ✻).

1er janvier 1845.

Drouot ✵.

1er décembre 1845.

Gras ✵.
Reverchon ✵.

10 février 1847.

Baudin ✵.

3 août 1847.

Boudousquié ✵.
Senez ✵.
Gruner.
Lambert ✵.

7 septembre 1847.

Regnault ✵.

18 février 1848.

De Hennezel ✵.

22 mars 1848.

De Sénarmont ✵.

29 avril 1848.

François ✵.

15 août 1848

Sauvage ✵.

23 mai 1850.

Chatelus.
Lechatelier ✵.

INGÉNIEURS ORDINAIRES DE PREMIÈRE CLASSE.

26 décembre 1836.

De Villeneuve ✵.

26 janvier 1839.

Sagey.
Gervoy ✵.

23 décembre 1845.

Harlé.
Lefébure de Fourcy ✵.

8 mars 1847.

Dusouich.
Diday.
Mœvus.

25 juin 1847.

Ebelmen ✵.
Bertrand de Boucheporn ✵.

1er juin 1848.

Daubrée ✵.
Sentis.
Callon.
Couche.
Comte.
Guillebot de Nerville.

21 juillet 1849.

Durocher ✵.
Boyé.
Delaunay.

23 mai 1850.

Pigeon.
Piérard ✵.
Jacquot.
Delesse.
Descottes.
Dupont.

INGÉNIEURS ORDINAIRES DE DEUXIÈME CLASSE.

4 juillet 1830.

Reynaud.
Transon.

25 octobre 1833.

Vergnette de Lamotte.

29 juin 1836.

Martha-Becker.

30 janvier 1839.

Declerck.

15 juin 1844.

Cacarrié.
Piot.

12 avril 1845.

Audibert.
Meugy.

Furiet.
Meissonnier.

8 octobre 1846.

Ville.
Gentil.

10 février 1847.

Debette.
Bertera.
Bayle.
De Chancourtois.
Renouf.

14 octobre 1847.

Dubocq.
Bossey.

20 mars 1848.

Rivot.
Phillips.
Houpeurt.

21 juillet 1849.

Gauldrée-Boilleau.
Trautmann.
Bochet.

23 mai 1850.

Tournaire.
Peschart d'Ambly.
Labrosse-Luuyt.

INGÉNIEURS ORDINAIRES DE TROISIÈME CLASSE.

21 août 1848.

Benoît.

1er mars 1849.

Roger.
De Marsilly.
Lamé-Fleury.
Bère.
Arnoux.

29 mai 1850.

Jutier.
Hanet-Cléry.
Flajolot.

ÉLÈVES-INGÉNIEURS HORS DE CONCOURS.

23 mai 1846.

Bertrand.

31 janvier 1850.

De Cizancourt.

26 juin 1850.

Moutard.

LISTE GÉNÉRALE
ET ALPHABÉTIQUE
DES INGÉNIEURS DES MINES.

Noms des Ingénieurs.	Grades.	Services.
A		
Ambly (Peschart d'). .	ing. ord. 2e cl. .	Mézières. — Div. du nord-est.
Arnoux	ing. ord. 3e cl. . .	Privas.—Div. du sud-est.
Audibert.	ing. ord. 2e cl.. .	Réserve.
B		
Baudin ✻.	ing. en ch. 2e cl.	Saint-Étienne. — Div. du centre.
Bayle.	ing. ord. 2e cl. . .	Paris. — École des mines.
Benoit.	ing. ord 3e cl. .	Vic-Dessos.—Div. du sud-ouest.
Bère.	ing. ord. 3e cl. .	Dijon.—Div. de l'est.
Bertera.	ing. ord. 2e cl. . .	Paris, serv. spécial (ch. de fer).
Bertrand.	élève hors de conc.	École polytechnique.
Beudant.	élève 1re cl. . . .	A l'École.
Billy (de) ✻.	ing. en ch. 1re cl.	Strasbourg. — Div. du nord-est et serv. spécial (ch. de fer).
Bineau (O ✻).	ing. en ch. 1re cl.	Ministre des trav. publics, *représentant du peuple.*
Blavier ✻.	ing. en ch. 1re cl.	Réserve.
Blavier (*Aimé*) ✻. . .	élève 1re cl. . . .	A l'École.
Bochet.	ing. ord. 2e cl. .	Nantes.—Div. de l'ouest.
Boilleau (Gauldrée-). .	ing. ord. 2e cl.	Réserve.
Bonnard (de) (C ✻). .	insp. gén. 1re cl.	Paris.—Division du sud-est.
Bossey.	ing. ord. 2e cl.. .	Vesoul.—Div. de l'est.
Boucheporn (Bertrand de) ✻.	ing. ord. 1re cl. .	Toulouse. — Div. du sud-ouest.
Boudousquié ✻. . . .	ing. en ch. 2e cl.	Valenciennes. — Div. du nord et serv. extr.
Bourcuille (de) (O ✻).	ing. en ch. 1re cl.	Paris.—Administration centrale.
Boyé.	ing. ord. 1re cl. .	Besançon.—Div. de l'est.
C		
Cacarrié.	ing. ord. 2e cl. . .	Montpellier. — Div. du sud-est et service spécial (ch. de fer).
Callon.	ing. ord. 1re cl.. .	Paris.—Div. du nord et Éc. des min.
Castel.	élève 1re cl	A l'École.
Chancourtois (de). . .	ing. ord. 2e cl. . .	Paris.—École des mines.
Chatelus.	ing. en ch. 2e cl. .	Paris.—Administration centrale.
Chéron (O ✻).	insp. gén. 2e cl. .	Paris.—Division de l'est.
Chevalier (*Michel*) (O ✻).	ing. en ch. 2e cl. .	Réserve.
Cizancourt (Méniolle de).	élève hors de conc.	Pau. — Divis. du sud.
Clapeyron ✻.	ing. en ch. 1re cl..	Réserve.

Noms des Ingénieurs.	Grades.	Services.
Cléry (Hanet-).	ing. ord. 3e cl. .	Rive-de-Gier. — Div. du centre.
Combes (O ✻).	insp. gén. 2e cl. .	Paris.—Division du nord-est et Éc. des Mines.
Comte.	ing. ord. 1re cl.. .	Valenciennes. - Div. du nord et s. ex.
Cordier (C ✻)..	insp. gén. 1re cl. .	Paris.—Division du sud-ouest.
Couche.	ing. ord. 1re cl.. .	Paris.—Éc. des Mines, Annales des Mines, et serv. spéc. (ch. de fer).
Cumenge..	élève 1re cl. . . .	A l'Ecole.
D		
Daubrée ✻..	ing. ord. 1re cl.. .	Strasbourg.—Div. du nord-est.
Debette.	ing. ord. 2e cl. . .	Réserve
Declerk..	ing. ord. 2e cl. . .	Réserve.
Delaunay.	ing. ord. 1re cl.. .	Paris.—École des mines et Éc. polyt.
Delesse.	ing. ord. 1re cl. .	Paris.—Div. du nord.
Delsériès (O ✻). . . .	ing. en ch. 1re cl..	Châlon.—Div. de l'est et serv. extr.
Descos (Coullart). . .	élève 1re cl. . . .	A l'école.
Descottes.	ing. ord. 1re cl. .	Tours.—Div. de l'ouest et serv. spéc. (ch. de fer).
Diday.	ing. ord. 1re cl. .	Marseille.—Div. du sud-est et serv. spécial (ch. de fer).
Drouot ✻.	ing. en ch. 2e cl.	Chaumont.—Div. de l'est.
Dubocq..	ing. ord. 2e cl. . .	Algérie.
Dubois.	élève 1re cl. . . .	A l'École.
Duchanoy.	élève 2e cl.. . . .	A l'École.
Dufrénoy (O ✻). . . .	inspect. gén. 2e cl.	Paris.—Div. du nord et Éc. des min.
Dupont.	ing. ord. 1re cl. .	Alais.—Éc. des maîtres-ouv.-min. Div. du sud-est et s. sp. (ch. de fer).
Durocher ✻.	ing. ord. 1re cl.. .	Rennes.—Div. du nord-ouest.
Dusouich.	ing. ord. 1re cl. .	Arras.—Div. du nord.
E		
Ebelmen ✻.	ing. ord. 1re cl. .	Paris.—Éc. des mines.—Manufacture de Sèvres.
Elie de Beaumont (O ✻).	insp. gén. 2e cl. .	Paris.—Division du nord-ouest et École des Mines.
F		
Fayard.	élève 2e cl.. . . .	A l'École.
Fénéon.	ing. en ch. 2e cl. .	Saint-Étienne.—École des mineurs.
Flajolot.	ing. ord. 3e cl. .	Algérie.
Fournel (O ✻).	ing. en ch. 2e cl. .	Clermont. — Div. du centre.
François ✻..	ing. en ch. 2e cl. .	Réserve.
Furiet..	ing. ord. 2e cl. .	Colmar.— Div. du nord-est et serv. spécial (ch. de fer).
G		
Garella (O ✻).	ing. en ch. 1re cl..	Algérie.
Gentil..	ing. ord. 2e cl. .	Réserve.
Gervoy ✻..	ing. ord. 1re cl. .	Réserve.
Gouvenain (de). . . .	élève 1re cl. . . .	A l'École.
Gras ✻..	ing. en ch. 2e cl.	Grenoble.-Div. du sud-est et serv. sp.
Gruner.	ing. en ch. 2e cl.	Poitiers.—Div. de l'ouest.
Guillebot.	ing. ord. 1re cl.. .	Lyon.—Div. du Centre et serv. sp. (ch. de fer).

Noms des Ingénieurs.	Grades.	Services.
H		
Harlé..........	ing. ord. 1re cl...	Caen.—Division du nord-ouest et serv. ext.
Hennezel (de) ✱....	ing. en ch. 2e cl.	Le Mans.—Div. du nord-ouest.
Houpeurt........	ing. ord. 2e cl. .	Réserve.
J		
Jacquot........	ing. ord. 1re cl. .	Metz.—Div. du nord-est et service spécial.
Juncker (O ✱).....	ing. en ch. 1re cl.	Paris.—Div. du nord et serv. spéc.
Jutier..........	ing. ord. 3e cl. ..	Périgueux.—Div. du sud-ouest.
L		
Labrosse-Luuyt....	ing. ord. 2e cl. .	St-Étienne. — École des mineurs.
Lambert ✱.......	ing. en ch. 2e cl.	Réserve.
Lamé ✱........	ing. en ch. 1re cl.	Com. des mach. à vap. et École polyt.
Lamé-Fleury......	ing. ord. 3e cl. .	Saint-Étienne.—Div. du Centre.
Lamotte (Vergnette de).	ing. ord. 2e cl. .	Réserve.
Lan..........	élève 1re cl....	A l'École.
Lebleu.........	élève 1re cl....	A l'École.
Lechâtelier ✱....	ing. en ch. 2e cl. .	Paris.—Serv. spécial (ch. de fer).
Lefébure de Fourcy ✱.	ing. ord. 1re cl. .	Paris.—Div. du nord et serv. spéc.
Le Play ✱.......	ing. en ch. 1re cl..	Paris.—Ecole des mines.
L'Espée (de)......	élève 1re cl....	A l'École.
Levallois (O ✱)....	ing. en ch. 1re cl.	Paris.—Cons. général des mines.
Lorieux ✱.......	ing. en ch. 1re cl.	Paris.—Serv. spécial (mach. à vap.).
M		
Manès ✱........	ing. en ch. 1re cl.	Bordeaux.—Div. du sud-ouest.
Marignac (Gallissart de).........	élève ing......	Réserve.
Marrot ✱.......	ing. en ch. 1re c.	Angoulême.—Div. de l'ouest.
Marsilly (Comines de).	ing. ord. 3e cl. l.	Amiens. — Div. du nord.
Martha-Becker.....	ing. ord. 2e cl. ..	Réserve.
Meissonnier......	ing. ord. 2e cl. .	Draguignan.—Div. du sud-est.
Meugy.........	ing. ord. 2e cl. .	Lille.—Div. du nord.
Migneron (O ✱)....	insp. gén. 1re cl..	Paris.—Division de l'ouest.
Mœvus.........	ing. ord. 1re cl. .	Châlon.—Div. de l'est.
Moutard........	élève hors de conc.	Réserve.
O		
Orsel..........	élève 2e cl....	A l'École.
P		
Parran.........	élève 1re cl....	A l'École.
Phillips.........	ing. ord. 2e cl...	Paris.—Service spécial (ch. de fer).
Piérard ✱.......	ing. ord. 1re cl. .	Paris.—Service spécial (ch. de fer).
Pigeon.........	ing. ord. 1re cl. .	Moulins.—Div. du Centre.
Piot..........	ing. ord. 2e cl...	Réserve.

Noms des Ingénieurs.	Grades.	Services.
R		
Regnault ✻.	ing. en ch. 2e cl.	Com. des mach. à vap. et École polyt.
Renouf.	ing. ord. 2e cl. . .	Laval.—Div. du nord-ouest.
Résal.	élève 2e cl.	A l'École.
Reverchon ✻	ing. en ch. 2e cl. .	Troyes.—Div. du nord-est. et serv. spécial (ch. de fer).
Reynaud.	ing. ord. 2e cl. . .	Paris.—École des mines.
Rivot.	ing. ord. 2e cl. . .	Paris.—Ecole des mines.
Rocart.	élève 2e cl. . . .	A l'École.
Roger.	ing. ord. 3e cl. .	Grenoble.—Div. du nord-est.
Roussel-Galle ✻. . . .	ing. en ch. 1re cl. .	Saint-Etienne.—École des mineurs.
S		
Sagey.	ing. ord. 1re cl.. .	Réserve.
Saint-Léger (de) ✻. . .	ing. en ch. 1re cl.	Rouen.—Div. du nord et serv. extr.
Saulses de Freycinet (de).	élève 1re cl. . . .	A l'École.
Sauvage ✻.	ing. en ch. 2e cl.	*Chemin de fer de Paris à Lyon.*
Sénarmont (Hureau de).	ing. en ch. 2e cl. .	Paris. — École des mines, École polytechnique.
Senez ✻.	ing. en ch. 2e cl.	Villefranche.—Div. du sud-ouest.
Sens.	élève 1re cl. . . .	A l'École.
Sentis.	ing. ord. 1re cl. .	Paris.—Service spécial (ch. de fer).
T		
Thibaud ✻.	ing. en ch. 1re cl.	Alais.—Div. du sud-est.
Thirria (O ✻).	insp. gén. 2e cl.. .	Paris.—Division du centre.
Tournaire..	ing. ord. 2e cl. .	Clermont.—Div. du centre.
Transon.	ing. ord. 2e cl. . .	Ecole polytechnique.
Trautmann.	ing. ord. 2e cl. . .	Rodez.—Div. du sud.
V		
Varin..	ing. en ch. 2e cl. .	Réserve.
Vassart (de).	élève 1re cl. . . .	A l'École.
Vène ✻.	ing. en ch. 1re cl. .	Toulouse.—Div. du sud-ouest.
Ville.	ing. ord. 2e cl. . .	Algérie.
Villeneuve (de) ✻.. . .	ing. ord. 1re cl. . .	Réserve.

INGÉNIEURS DE TOUS GRADES EN RETRAITE.

Noms.	Grades.	Résidences.	Départements.
MM.			
Berthier.	insp. gén. . .	Paris.	Seine.
Burdin.	ing. en ch. dir.	Clermont. . . .	Puy-de-Dôme.
Garnier.	insp. gén. . .	Paris.	Seine.
Guényveau.	insp. gén. . .	Paris.	Seine.
Gueymard.	ing. en ch. dir.	Grenoble. . . .	Isère.
Guillot-Duhamel.	ing. en ch. . .	Chaumont. . .	Haute-Marne.
Héricart de Thury.	insp. gén. . .	Paris.	Seine.
Héron de Villefosse.	insp. gén. . .	Paris.	Seine.
Le Boullenger.	ing. ord. . . .	Paris.	Seine.
Moisson-Desroches.	ing. en ch. . .	Paris.	Seine.
Lefebyre.	ing. en ch. . .	Falaise.	Calvados.
Parrot.	ing. en ch. hon.	Montbéliard. .	Doubs.
Poirier-Saint-Brice.	ing en ch. . .	Paris.	Seine.
Trémery.	ing. en ch. dir.	Fontainebleau.	Seine-et-Marne.

VEUVES D'INGÉNIEURS PENSIONNÉES.

Noms et grades des maris.		Noms des veuves.	Résidences.	Départements.
MM.		Mesd.		
Allou.	ing. en ch. .	Fouillard. . . .	Paris. . . .	Seine.
Baillet.	ing. en ch. .	Payn Duperron.	Paris. . . .	Seine.
Champeaux-Saucy (de).	ing. en ch. .	Collins de Gevaudan.	Semur. . .	Côte-d'Or.
Clère.	ing. en ch. .	Pléjot.	Paris. . . .	Seine.
Collet-Decostils. . .	ing. en ch. .	Vintras.	Paris. . . .	Seine.
Cressac (de). . . .	ing. en ch. .	Lamarque. . .	Poitiers. . .	Vienne.
D'Aubuisson. . . .	ing. en ch. dir.	Vignes de Puylaroque.	Toulouse. .	Hte-Garonne.
Furgaud.	ing. en ch. .	Michellet. . . .	Guéret. . .	Creuse.
De Gallois.	ing. en ch. .	Larges.	St-Étienne.	Loire.
Gabé.	ing. en ch. .	Donguy.	Champvert.	Nièvre.

RETRAITES ET DÉCÈS.

DU 1er AOUT 1849 AU 1er AOUT 1850.

RETRAITES.

Guillot-Duhamel. . . . ing. en chef 2e classe. . . . . . 19 février 1850.

DÉCÈS.

» » »

LISTE GÉNÉRALE

ET ALPHABÉTIQUE

DES GARDES-MINES

Noms des Gardes-Mines.	Résidences.	Services.
A		
Albert, 3e cl.	Briançon. . .	Hautes-Alpes, serv. ord.
Audoire, 3e cl.	Épinal. . . .	Vosges, serv. ord.
B		
Badynski, 1re cl. . . .	»	Algérie.
Barnier, 3e cl.	Alais.	Gard, serv. ord. et serv. spéc.
Bayon ✻, 1re cl. . . .	Rive-de-Gier..	Loire, serv. ord.
Bernard (A.), 1re cl. .	Aubin	Aveyron, serv. ord.
Bernard (H.), 2e cl.. .	Allevard.. . .	Isère, serv. ord.
Bertrand de Lom, 3e cl.	»	Réserve.
Blanpied, 1re cl. . . .	»	Réserve.
Bougarel, 3e cl. . . .	Paris.	Seine, mach. à vapeur.
Briotet, 3e cl.	Bourges . . .	Cher, serv. ord. et serv. spéc..
Brisset, 4e cl.	Gray.	Haute-Saône, serv. ord.
C		
Canaly, 3e cl..	Agen.	Lot-et-Gar., serv. des bat. à vap.
Chambrette, 3e cl. . .	Chaumont. .	H.-Marne, minières et at. de lavage.
Cherblanc, 4e cl. . . .	Périgueux.. .	Dordogne, serv. ord.
Clère, 4e cl.	Valenciennes.	Nord, serv. ordin.
Cluny, 3e cl.	»	Algérie.
D		
Ducas, 2e cl.	Reims	Marne, serv. ord. et appar. à vap.
Dunowski, 2e cl. . . .	Caen.	Calvados, serv. ord.
Dürrbach, 2e cl. . . .	Mulhouse.. .	H.-Rhin, serv. ord. et serv. spéc.
E		
Estienvrot, 4e cl. . . .	Metz..	Moselle, serv. ord. et serv. spéc.
F		
Faugière, 2e cl. . . .	Montluçon. .	Allier, serv. ord.

Noms des Gardes-Mines.	Résidences.	Services.
Fragonard, 2e cl. . . .	Lille.	Serv. spécial (chem. de fer).
Freynet, 2e cl.	»	Algérie.
G		
Gabriel, 4e cl.	Paris.	Seine, Machines à vapeur.
Garnier, 3e cl.	Bordeaux. . .	Gironde, serv. ord.
Gency, 4e cl.	Vouziers. . .	Ardennes, serv. ord.
Gérard, 4e cl.	Aumetz . . .	Moselle, serv. spéc.
Golembiowski, 2e cl..	Rouen. . . .	Service spécial. (ch. de fer).
Gosselin, 3e cl.	Rouen. . . .	Seine-Infér., serv. ord.
Grand, 2e cl.	Marseille. . .	Bouches-du-Rhône, serv. ord.
Guillet, 4e cl..	»	Réserve.
H		
Heuret, 2e cl.	Blanzy	Saône-et-Loire, serv. ord.
Heuse, 4e cl.	Mézières. . .	Ardennes, serv. ord.
Huppé, 3e cl..	Tréveray. . .	Meuse, serv. ord. et atel. de lavage.
Huvé, 2e cl..	»	Réserve.
I.		
Ilnicki, 2e cl.	Vicdessos. . .	Ariége (mines de Rancié).
J		
Jedlinski, 1re cl.. . . .	Paris.	Serv. sp. (carte géol. de la France.)
Jurkowski, 4e cl. . . .	Rouen.. . . .	Seine-Inférieure, serv. ord.
Jusseraud, 1re cl. . . .	Brassac. . . .	Puy-de-Dôme, serv. ord.
K		
Koss, 1re cl.	Saint-Étienne.	Loire, serv. ord. et serv. spéc.
L		
Lacombe, 2e cl. . . .	Amiens. . . .	Serv. spéc. (ch. de fer).
Lalouette-Aljoar, 4e cl.	Redon	Ille-et-Vilaine, serv. ord.
Laplanche, 2e cl. . . .	Tours.	Indre-et-Loire, serv. ord. et s. sp.
Latil, 3e cl..	»	Algérie.
Lauchet, 4e cl.	Arras.	Pas-de-Calais, serv. ord.
Laurent, 2e cl.	Rive-de-Gier.	Loire, serv. ord.
Lebas, 2e cl.	Strasbourg. .	Bas-Rhin, serv. ord.
Lecoat de St-Haouen ✻, 3e cl.	Jarnac. . . .	Charente et Char.-Inf, serv. ord.
Legrand, 2e cl.	Sablé.	Sarthe, serv. ord. et topographie.
Lendroit, 4e cl.	Saint-Pancré.	Moselle, serv. spéc.
Lévy, 1re cl.	Valenciennes.	Nord, serv. ord. et serv. spéc.
M		
Maintenon, 4e cl.. . .	Arles-s.-Tech.	Pyrénées-Orientales, serv. ord.
Mairet, 2e cl.	Châlon. . . .	Saône-et-Loire, serv. ord.
Makowiecki, 2e cl. . .	Meaux. . . .	Seine-et-Marne, serv. ord.

Noms des Gardes-Mines.	Résidences.	Services.
Mathieu, 4e cl.	Rennes. . . .	Ille-et-Vilaine, serv. ord. et sondages.
Martin, 2e cl.	Paris.	Service spécial (ch. de fer).
Mercanton, 3e cl. . . .	Latour-du-Pin	Isère, serv. ord.
Mercier (J.), 4e cl. . .	Saint-Étienne.	Loire, serv. ord.
Mittre, 4e cl.	Alais.	Gard, École des maîtres ouvriers-mineurs.
Mœvus, 2e cl.	»	Algérie.
Moklin, 3e cl.	Mennecy. . .	Seine-et-Oise, serv. ord.
O		
Orlowski, 2e cl.	Angers. . . .	Maine-et-Loire, serv. ord.
P		
Paufert, 2e cl.	Vesoul. . . .	Haute-Saône, serv. ord.
Pestelard, 3e cl. . . .	Troyes. . . .	Aube, serv. ord. et serv. spéc.
Pogonowski, 4e cl. . .	Fécamp. . . .	Seine-Inf. (carrières de Fécamp.)
R		
Rollet, 2e cl.	Lyon.	Rhône, serv. ord. et serv. spéc.
Rouët, 3e cl.	Montpellier. .	Hérault, serv. ord. et serv. spéc.
Roulier, 2e cl.	Paris.	Serv. spécial ch. de fer.)
Roy, 2e cl.	Paris.	Loiret et Seine-et-Marne, S.-O.
Royer, 2e cl.	Paris.	Serv. spécial (ch. de fer).
Roze, 3e cl.	Vassy.	H.-Marne, minières et at. de lavage.
S		
Skoczynski, 3e cl. . .	Nevers. . . .	Nièvre, serv. ord.
T		
Thouvenin, 3e cl. . . .	Versailles. . .	Seine-et-Oise, serv. ord.
Toulza, 4e cl.	Ahun.	Creuse, serv. ord.
Tournois, 2e cl.	Dijon.	Côte-d'Or, serv. ord.
W		
Wolski, 1re cl.	Nantes. . . .	Loire-Inf., serv. ord. et bat. à vap.

GARDES-MINES DÉCÉDÉS EN ACTIVITÉ.

Lamorlette. . .	Vouziers. .	Ardennes. . .	17 sept. 1849.
Barret de Besse.	Périgueux.	Dordogne. .	8 avril 1850.

INGÉNIEURS ET GARDES-MINES

ATTACHÉS AU SERVICE DE SURVEILLANCE ET DE CONTROLE DES CHEMINS DE FER CONCÉDÉS.

Désignation des Chemins de fer.	Ingénieurs en chef.	Ingénieurs ordinaires.	Gardes-Mines.
Abscon et Denain à Anzin et Denain à Somain.	Boudousquié ✻, 2e cl.	Comte, 1re cl. . . .	Lévy, 1re cl.
Alais à la Grand'Combe et à Beaucaire.	. . . . »	Dupont, 1re cl. . . .	Barnier, 3e cl.
Amiens à Boulogne.	Lechatelier ✻, 2e cl.	Piérard ✻, 1re cl. .	Lacombe, 2e cl.
Andrézieux à Roanne.	Baudin ✻, 2e cl. . .	Lamé-Fleury, 3e cl. .	Koss, 1re cl.
Bordeaux à la Teste.	Manès ✻, 1re cl. . .	. . . . »	»
Chemin de fer du Centre. . . .	. . . .	Bertera, 2e cl. . . .	Royer, 2e cl., d. n. Briotet, 3e cl.
Creil à Saint Quentin.	Lechatelier ✻, 2e cl., d. n.	Piérard ✻, 1re cl., d. n.	Lacombe, 2e cl., d. n.
Marseille à Avignon.	. . . .	Diday, 1re cl.	Grand, 2e cl.
Montereau à Troyes.	Reverchon ✻, 2e cl.	Couche, 1re cl. . . .	Pestelard, 3e cl.
Montbrison à Montrond. . . .	Baudin ✻, 2e cl., d. n.	Lamé-Fleury, 3e cl. d. n.	Koss, 1re cl., d. n.
Montpellier à Nîmes.	. . . . »	Cacarrié, 2e cl. . . .	Rouët, 3e cl.
Montpellier à Cette.	. . . . »	*Idem*	*Idem.*
Mulhouse à Thann.	De Billy ✻, 1re cl.	Furiet, 2e cl.	Dürrbach, 2e cl.
Orléans à Bordeaux.	. . . . »	Descottes, 1re cl. . .	Laplanche, 2e cl.
Paris en Belgique et Embranchements sur Calais et Dunkerque.	Lechatelier ✻, 2e cl., d. n.	Piérard ✻, 1re cl., d. n.	Lacombe, 2e cl., d. n. Fragonard, 2e cl. Roulier, 2e cl.
Paris à Orléans.	. . . . »	Bertéra, 2e cl., d. n.	Royer, 2e cl.
Paris à Rouen. . . . . ; à Saint-Germain. . . . . ; à Sceaux. . . . . ; à Versailles (riv. d. et r. g.).	. . . . »	Sentis, 1re cl. . . .	Golembiowski, 2e cl.
Paris à Strasbourg et embranchement de Frouard à Saarbruck	Lechatelier ✻, 2e cl. d. n.	Phillips, 2e cl. . . . Jacquot, 1re cl. . . .	Martin, 2e cl. d. n. Estienvrot, 4e cl.
Rouen au Havre.	. . . . »	Sentis, 1re cl., d. n.	Golembiowski, 2e cl., d. n.
Rouen à Dieppe.	. . . . »	*Idem*	*Idem.*
Saint-Étienne à Lyon.	. . . . »	Guillebot de Nerville, 1re cl.	Rollet, 2e cl.
Saint-Étienne à Andrézieux. . .	Baudin ✻, 2e cl., d. n.	Lamé Fleury, 3e cl., d. n.	Koss, 1re cl., d. n.
Strasbourg à Bâle.	De Billy ✻, 1re cl. d. n.	Furiet, 2e cl., d. n.	Dürrbach, 2e cl., d. n.
Tours à Nantes.	. . . . »	Descottes, 1re cl., d. n.	Laplanche, 2e cl d. n.

Nota. Pour les diverses lignes où ne figurent pas des Ingénieurs en chef des Mines, le service de surveillance est placé sous la direction d'un Ingénieur en chef des Ponts-et-Chaussées.

COMMISSIONS DE SURVEILLANCE

INSTITUÉES POUR LA NAVIGATION DES BATEAUX A VAPEUR (*).

ALLIER.

Kleitz.	Ingénieur en chef du service spécial de la navig. de l'Allier.	Moulins.
Lagoust.	Ingénieur ord. du même service.	
Pigeon.	Ingénieur des mines.	
De Sapel.	Ingénieur des Ponts et Chaussées.	
Rispal.	Profess. de mathématiques spéciales au lycée de Moulins.	
Amard.	Professeur de mathématiques élém. au même lycée.	
Holaind.	Chef de la division des trav. pub. à la préfecture de l'Allier.	

BOUCHES-DU-RHÔNE.

Bergis.	Ingénieur en chef des ponts-et-chaussées.	Marseille.
Diday.	Ingénieur des mines.	
Pascal.	Ing. des ponts-et-chaussées	
Rouffio.	Commissaire de l'inscript. maritime.	
Brun.	Sous-ingénieur de la marine.	
Bazin.	Armateur de bateaux à vapeur.	
Taylor (Édouard). .	Constructeur-mécanicien.	
Lemaître.	Construct. de navires.	
Demanges.	Constructeur de machines à vapeur.	
Niclosse.	Mécanicien en chef du service des paquebots de l'administr. des postes.	
Collet.	Ingénieur du canal d'Arles.	Arles.
Desplaces.	Ingénieur du chemin de fer.	
Surell.	Ing. de la navigation du Rhône.	

(*) Ces Commissions sont établies en vertu des ordonnances des 23 mai 1843 et 17 janvier 1846, relatives aux bateaux à vapeur. Elles sont chargées, sous la direction des préfets, d'inspecter ces bateaux, de s'assurer s'ils sont construits avec solidité, particulièrement en ce qui concerne l'appareil moteur; si cet appareil est soigneusement entretenu dans toutes ses parties, et s'il ne présente pas de probabilités d'effractions ou des détériorations dangereuses, etc.

BOUCHES-DU-RHÔNE (*Suite*).

Souchière	Mécanicien.	Arles.
Bayol	Constructeur de navires.	Arles.
Aurant	Représentant de la compagnie des bateaux à vapeur *les Aigles*.	Arles.

CALVADOS.

Tostain	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Caen.
Durback	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Caen.
Delaporte	Maître de port.	Caen.
Harlé	Ingénieur des mines.	Caen.
Morin	Direct. de l'administ. des bat. à vap.	Caen.
Hervé	Sous-commissaire de marine.	Caen.
Jeanmaire	Mécanicien.	Caen.

CHARENTE-INFÉRIEURE.

Job	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	La Rochelle.
Gérardin	Ingén. des travaux hydrauliques.	La Rochelle.
Marchegay	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	La Rochelle.
Dupré	Prof. de physique.	La Rochelle.
Turpin, père	Constructeur de navires.	La Rochelle.
N.	Sous-commissaire de la marine.	La Rochelle.
N.	Lieutenant de port.	La Rochelle.
Joffre	Direct. des constructions navales.	Rochefort.
De Senneville	Ingénieur de la marine.	Rochefort.
Descombes	Ingén. des travaux hydrauliques.	Rochefort.

CORSE.

N.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Ajaccio.
N.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Ajaccio.
Quyot	Capitaine du génie.	Ajaccio.
Biaggini	Commissaire de l'inscription marit.	Ajaccio.
Sampolo	Maître de port.	Ajaccio.
Vogin	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Ajaccio.
Gauzance	Chef de bataillon du génie.	Bastia.
Colonna	Capitaine d'état-major.	Bastia.
Bonhomme	Capitaine d'artillerie.	Bastia.
Simonet	Conducteur, fais. fonct. d'ing. ord.	Bastia.
Lebeuf	Commissaire de l'inscription marit.	Bastia.
Oletta	Lieutenant de port.	Bastia.

CÔTES-DU-NORD.

Fessard.	Ing. des ponts-et-chaussées.	Dinan.
Josselin.	Mécanicien.	
Gauchet.	Lieutenant de vaisseau en retraite.	

DORDOGNE.

Silvestre.	Conducteur, faisant fonctions d'ingénieur ordinaire à Bergerac.	Bergerac.
Rennes	Médecin.	
Eyriniac.	Ancien maire.	
Carré	Pharmacien.	
Bardy.	Mécanicien.	
Rigaud.	Forgeron.	

FINISTÈRE.

Lemoyne.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Brest.
Ronin.	Officier d'artillerie en retraite.	
Chedeville.	Ingénieur du génie maritime.	
Fauveau.	Capitaine du génie.	
Malassis.	Commissaire de l'inscript. maritime.	
Aumaître.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Morlaix.
Vallée	Président de la chambre de comm.	
Gestin.	Commissaire de l'inscr. maritime.	
Boyer.	Architecte d'arrondissement.	
Le Loutre.	Capitaine au long cours.	
Duval.	Maître de port.	

GARD.

Thibaud.	Ing. en chef des mines.	Nîmes.
Dupont	Ingénieur des mines.	
Vassas.	Ancien élève de l'école polytech.	
Granier.	Chef de bataillon du génie.	
Dombre.	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Rousseau.	Ingénieur civil.	
Gaston Vincens. . .	Anc. capitaine d'artillerie.	
Denis Benoist. . . .	Représentant du peuple et exploit. des forges et fonderies d'Alais.	
Bouchet aîné.	Mécanicien.	

GARD (*Suite*).

Tavernel	Ancien maire de Beaucaire.	Beaucaire.
De Chastelier	Ancien pair de France, ancien officier de marine.	
Dupont	Ingénieur des mines.	
Paulin Talabot	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	
Surell	Ing. du service spécial du Rhône.	
Hébert	Anc. élève de l'école polytechnique.	
Sibour	Ancien maire de Pont-St-Esprit.	
Clerc	Ancien maire de Roquemaure.	

GIRONDE.

Malaure	Ing. en ch. du service hydraulique.	Bordeaux.
Manès	Ingénieur en chef des mines.	
Deschamps	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	
Drœling	*Idem.*	
Jaquemet	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Pairier	*Idem.*	
Alphand	*Idem.*	
Chambrelent	*Idem.*	
Lancelin	*Idem.*	
Simon	*Idem.*	
Gonnaud	*Idem.*	
Richet	Conducteur des ponts-et-chaussées, faisant fouctions d'ing. ord.	
Aligé	Capitaine de port à Bordeaux.	
Naigeon	Commissaire de l'inscription marit.	
Courau fils	Constructeur de navires.	
Cousin père	Constructeur de machines.	
Magouty	Chimiste.	
Stecler	Ingénieur du chemin de fer de Bordeaux à la Teste.	

HÉRAULT.

Cacarrié	Ingénieur des mines.	Cette.
Regy	Ing. en chef du service maritime.	
Ménard	Ingén. attaché aux travaux. du port de Cette.	
Eynard	Capitaine du port de Cette.	
Raynaud	Ingénieur civil à Cette.	
Mousservin	Négociant-armateur.	
Fournaire	Ancien capitaine au long cours.	
Courton	Commissaire de l'inscription marit.	

ILLE-ET-VILAINE.

Féburier.......	Ing. en ch. des ponts-et-ch., direct.	Saint-Malo.
Cunat........	Ancien officier de marine.	
Fontan	Armateur.	
Bourdet.......	Chef de la fonderie du Sillon.	
Picard........	Constructeur de navires à St-Malo.	
Gouazon.......	Anc. capitaine au long cours.	
Guibert.......	Armateur, anc. cap. au long cours.	
Féburier.......	Ing. en ch. des ponts-et-ch., direct.	Saint-Malo.
Gouazon.......	Anc. capitaine au long cours.	
Cunat........	Ancien officier de marine.	
Debon........	Commiss. de l'inscript. maritime.	
Hercouët	Lieutenant de port.	
Descottes	Fondeur à Saint-Malo.	
Pivert........	Capitaine au long cours, construct. de navires.	

INDRE-ET-LOIRE.

Bailloud.......	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Tours.
Descottes.......	Ingénieur des mines.	
Sagey........	Ingénieur des mines en réserve.	
Mamé........	Maire de Tours.	
Borgnet.......	Professeur de math. au lycée.	
Jacquemin......	Architecte.	

LOIRE-INFÉRIEURE.

Plantier.......	Ing. en ch. des ponts-et-chaussées, directeur.	Nantes.
Jégou	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	
Lechalas.......	*Idem.*	
Wattier (Alexandre)	*Idem.*	
Bonamy.......	*Idem.*	
Wattier........	*Idem.*	
Allard........	*Idem.*	
Chéguillaume....	*Idem.*	
Bochet........	Ingénieur des mines	
Duchalard......	Ingénieur maritime à Indret.	
Cherbonnier.....	S-comm. de la mar., chargé dans le port de Nantes de l'inscript marit.	
Peltier........	Capitaine de port à Nantes.	
Bertrand-Fourment.	Mécanicien.	
Leray.........	Constructeur de navires.	
Dubigeon fils....	*Idem.*	

LOIRET.

Coumes.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Orléans.
Delaitre.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Baron.	*idem.*	
Lacave..	Maire d'Orléans.	
Germon-Douville. .	Membre de la chambre de comm.	
Chavanes.	*idem.*	
Weber.	Mécanicien.	

LOT-ET-GARONNE.

Maillebiau.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Agen.
Couturier.	*Idem.*	
Protche	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Des Orgeries.	*Idem.*	
Demay.	Conducteur, f. fonct. d'ing. ord.	
Hallez-d'Arros. . . .	Secrétaire général de la préfecture.	
Bérard.	Chef de bureau des travaux publics.	
De Sevin.	Agent voyer en chef du départem.	
Descressonnières. . .	Ancien élève de l'Ecole Polytech.	
Marraud.	*Idem.*	
Bartayrès.	Ancien profess. de mathématiques.	

MAINE-ET-LOIRE.

Fourier.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Angers.
Crosson.	Professeur de mathématiques.	
Houyan.	Mécanicien.	
Grille..	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Calabert.	Mécanicien.	
Billard.	Marchand de pompes.	
Lesourd-Delisle.. . .	Ancien inspect. de la navigation.	
Rabbe.	Chef de bureau à la préfecture.	
De Violaine..	Inspecteur de eaux et forêts.	

MORBIHAN.

Prétot.	Directeur des constructions navales.	Lorient.
Plassard	Ing. en chef du service maritime.	
Noyon.	Ingénieur ord., *idem.*	
Lambert.	Ing. en chef dir. des constructions hydr. et du port militaire.	
Defréminville. . . .	Ing. ord. attaché au même service.	

MORBIHAN (*Suite.*)

Dubreil.	Ing. ord. attaché. au service général du département.	Lorient.
Archevêque-Thibaut.	Sous-dir. des constructions navales.	
Thomeuf.	Ingénieur des construct. navales.	
Guieysse.	*Idem.*	
Réech.	*Idem.*	
Masson.	*Idem.*	
Lecointre.	S.-ing. des constructions navales.	
De Beaubacq.	*Idem.*	
Chaigneau.	Commissaire de l'inscr. maritime.	
Obriet.	Lieutenant de port.	

NIÈVRE.

Avril.	Conseiller de préfecture.	Nevers.
Boucaumont.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	
Guilland.	Lieutenant-colonel d'artillerie.	
Bompois.	Propriétaire.	
Gréfis.	Ingénieur mécanicien.	

NORD.

Cuel.	Ing. en ch. des ponts-et-chaussées.	Dunkerque
De Bormans.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Plock.	*Idem.*	
Lemasson.	*Idem.*	
Omnès.	S.-commissuire de l'inscrip. marit.	
Lefefêbvre.	Ingénieur mécanicien.	
Caron.	Chef des pilotes.	

OISE.

Soleau.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Compiègne.
Évrard.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Dubreton.	Capitaine du génie.	
Perrin.	Architecte.	
Blasseau-Desmarest.	Constructeur de bateaux.	

PAS-DE-CALAIS.

Charié.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Boulogne.
Brocquet.	Commissaire de l'inscr. maritime.	
Voisin.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Legris.	Professeur d'hydrographie.	

PAS-DE-CALAIS (*Suite*).

Nom	Fonction	Ville
Leblanc.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Calais.
Quehen..	Commissaire de la marine.	Calais.
Valdelièvre fils . . .	Mécanicien.	Calais.
Darquer.	Directeur d'usine à vapeur.	Calais.
Pollet.	Capitaine de port.	Calais.

PYRÉNÉES (BASSES-).

Nom	Fonction	Ville
Daguenet	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Pau.
De Cizancourt. . . .	Ingénieur des mines.	Pau.
Guibbert..	Sous-commiss. de l'inscript. marit.	Pau.
Dartigues.	Conducteur des ponts-et-chaussées.	Pau.
Jauréguiberry. . . .	Capitaine de port.	Pau.
Detroyat.	Membre de la chambre de comm.	Pau.
Lauga.	Constructeur de navires.	Pau.
Stein..	Mécanicien.	Pau.

RHIN (BAS-).

Nom	Fonction	Ville
De Billy.	Ing. en chef des mines.	Strasbourg.
Baumgarten.	Ing. en chef des travaux du Rhin.	Strasbourg.
Couturat.	Ing. en chef en retraite.	Strasbourg.
Daubrée.	Ingénieur des mines.	Strasbourg.
Schwilgué père. . .	Mécanicien.	Strasbourg.
Busch	Maître batelier.	Strasbourg.

RHÔNE.

Nom	Fonction	Ville
Jordan.	Ingénieur en chef des ponts-et-chaussées.	
Guillebot.	Ingénieur des mines.	Lyon.
Tabareau.	Doyen de la Faculté des sciences de Lyon.	Lyon.
Gous.	Ing. en ch. des ponts-et-chaussées.	Lyon.
Malmazet..	Propriétaire.	Lyon.
Monmartin..	Ancien officier du génie.	Lyon.
Perrey.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Lyon.
Bénard	*Idem.*	Lyon.
Gros.	*Idem.*	Lyon.
Thiollière..	*Idem.*	Lyon.
Martin.	*Idem.*	Lyon.
Bonnardel.	Adjoint à la mairie de Lyon.	Lyon.

SAÔNE-ET-LOIRE.

Delsériès	Ing. en chef des mines.	Châlon.
Comoy	Ing. en chef du canal du Centre.	
Moreau	Ing. en ch. des ponts-et-chaussées.	
Midi	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Müller	*Idem.*	
Courcelle	*Idem.*	
Mœvus	Ingénieur des mines.	
Boissenot	Pharmacien.	
Bessy	Chimiste.	
Champomois	Négociant.	

SEINE.

Lorieux	Ingénieur en chef des mines.	Paris.
Michal	Ing. en ch. des ponts-et-ch., direct.	
Phillips	Ingénieur des mines.	
De Sénarmont	Ingénieur en chef des mines.	
Bruzard	Architecte de la préfecture.	
Saulnier	Membre du cons. gén. des manuf.	
Guillaume	Inspecteur général de la navigat.	

SEINE-ET-MARNE.

Dajot	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Melun.
Bassompierre-Sewrin	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Prévost	Pharm. à la mais. cent. de Melun.	
Mangeon	Architecte.	
Callon	Ingénieur des mines.	
N	Président.	Montereau.
Pluyette	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Lefebvre	Conducteur des ponts-et-chaussées.	
Tonnellier	Docteur-médecin.	
Valette	Directeur de la manufact. de faïence à Montereau.	
Girault-Dabon	Serrurier-mécanicien.	

SEINE-ET-OISE.

Billaudel	Ing. des ponts-et-chaussées.	St-Germain-en-Laye.
Guy	Ancien député, propriétaire.	
De Breuvery	Anc. maire de St-Germain.	
Marcus	Docteur-médecin.	

SEINE-ET-OISE *(Suite)*.

Du Boulet.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Mantes.
Chevallier.	Maire de la ville de Mantes.	
Tortel.	Juge suppléant au trib. de Mantes.	
Desmarres.	Membre du cons. mun. de Mantes.	
Vaizières.	Ing. des ponts-et-chaussées.	Corbeil.
Feret.	Membre du conseil général.	
Gaigneau.	Manufacturier.	
Darblay.	*Idem.*	
Laroche	Propriétaire.	

SEINE-INFÉRIEURE.

Doyat.	Ing. en chef des ponts-et-chaussées.	Rouen.
De Saint-Léger. . . .	Ing. en chef des mines.	
Lepeuple.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
Legentil.	*Idem.*	
Legrand.	Capitaine de port.	
Boucher.	Préposé principal de la navigation de la Seine fluviale.	
Gueroult.	Capitaine visiteur de navires.	
Delafosse.	Négociant.	
Delcourt.	Chef de division à la préfecture.	
Boutigny.	Conduct. des ponts-et-chaussées.	
Renaud.	Ing. en chef des ports maritimes.	Le Hâvre.
Chevallier.	Ing. des ponts-et-chaussées.	
Chatoney.	*Idem.*	
Hérard.	*Idem.*	
N.	Commissaire de l'inscription marit.	
N.	Directeur du port.	
N.	Capitaine de port.	
Gotrot.	Ancien capitaine au long cours.	
Marie.	Conducteur des ponts-et-chaussées.	

SOMME.

Cambuzat.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Saint-Valery.
Richard.	Commissaire de marine.	
Delahaye.	Conduct. des ponts-et-chaussées.	
Darras.	Professeur d'hydrographie.	
Gamain.	Lieutenant de port.	

VAR.

Kerris.	Ingénieur de la marine.	Toulon.
Gueit.	Architecte.	
Marchand.	Capitaine du port de commerce.	

VAR (*Suite*).

Tassy.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Toulon.
Giraud-Daniel . . .	Commissaire de l'inscription marit.	
Legoff.	Préposé à l'inscription maritime.	Cannes.
Bernard.	Maître de port.	
Rancé.	Capitaine de marine.	
Alliez.	*Idem.*	
Arluc.	Constructeur.	

ALGÉRIE (*).

Beguin.	Ing. en ch. des ponts-et-chaussées.	Alger.
N.	Directeur du port d'Alger.	
Massiau.	Capitaine de frégate, capit. de port.	
Ville.	Ingénieur des mines.	
Blaquier.	Aide-commissaire de la marine.	
Infernet.	Chef mécanicien de la marine.	
Aucourt.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	Oran.
De Vauban.	Chef du génie.	
Cordé.	Lieutenant de vaisseau, directeur du port.	
Bertrand.	Aide-commissaire de marine.	
Gréban.	Commandant, chef du génie.	Bône.
Dubocq.	Ingénieur des mines.	
Bertin.	Lieutenant de vaisseau, directeur du port.	
Fouque.	Sous-commissaire de marine.	
De Marqué.	Capitaine de frégate, commandant de la marine.	Philippeville.
Lyonnet.	Ingénieur des ponts-et-chaussées.	
De Marsilly.	Capitaine, chef du génie.	
Garcin.	Capitaine de la santé.	

(*) Les commissions de l'Algérie ont été établies en vertu d'un arrêté du gouverneur général, en date du 17 juillet 1848; elles sont chargées de s'assurer que les bateaux à vapeur de commerce français qui stationnent dans les ports de la colonie possèdent toutes les garanties de construction, de stabilité, d'armement, et les appareils de sûreté exigés par l'ordonnance du 17 janvier 1846.

TABLE DES MATIÈRES

CONTENUES DANS LE TOME XVII.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

CHIMIE.

MÉTALLURGIE ET MINÉRALURGIE.

